



Universidad
Carlos III de Madrid

Escuela Politécnica Superior



Ingeniería Técnica Industrial Mecánica

PROYECTO FIN DE CARRERA

ANÁLISIS Y OPTIMIZACIÓN DE COSTES EN UNA PLANTA DE PROCESADO Y PRODUCCIÓN DE ACERO

Departamento de Ingeniería Mecánica

Autor: Jonathan Mateos Carmona

Tutor: Juan Carlos García Prada

Curso 2010

Título: ANÁLISIS Y OPTIMIZACIÓN DE COSTES EN UNA PLANTA DE
PROCESADO Y PRODUCCIÓN DE ACERO

Autor: JONATHAN MATEOS CARMONA

Director: JUAN CARLOS GARCÍA PRADA

EL TRIBUNAL

Presidente: _____

Vocal: _____

Secretario: _____

Realizado el acto de defensa y lectura del Proyecto Fin de Carrera el día __ de _____
de 20__ en Leganés, en la Escuela Politécnica Superior de la Universidad Carlos III de
Madrid, acuerda otorgarle la CALIFICACIÓN de

VOCAL

SECRETARIO

PRESIDENTE

Agradecimientos

La finalización de este proyecto culmina una de las etapas más importantes de mi vida como estudiante, por lo que me gustaría expresar mi agradecimiento y dedicárselo:

A mis padres, Purí y Juan Miguel, que siempre me han apoyado para que estudiase lo que me gustaba, echándome una mano en lo que podían durante la difícil época estudiantil. ¡Lo siento :P!

A mis hermanos Christian y Patricia, con los cuales me he reído en tantos momentos y he vivido multitud de experiencias. ¡No cambiéis!

A mis abuelos, por ser las mejores personas que he conocido, por vuestro buen humor, transmisión de valores, comprensión y paciencia desde que éramos pequeños. Muy especialmente a mi abuelo Sebas, nunca te olvidaré.

A mi novia Gloria, persona única e inigualable con la que he compartido días inolvidables, y sin la cual me hubiese sido imposible superar los malos momentos. ¡Gracias por tu paciencia!

A mis compañeros de batalla durante todos estos años con los que he compartido nervios, agobios, desilusiones, penas, injusticias,... pero también risas, alegrías, satisfacciones, esperanzas y buenos recuerdos. Sin vosotros, César, Lolo, Pablo, Víctor y Virginia, todo habría resultado mucho más difícil y menos emocionante. ¡Gracias por vuestra amistad!

A dos personas muy especiales, Cristina y Jennifer, profesora y alumna del conservatorio de música de Alcorcón, y grandes amigas, sin las cuales no habría podido sobrellevar y terminar la carrera de ingeniería y la especialidad de piano. ¡Gracias por vuestra comprensión, apoyo y optimismo!

A mi tutor Juan Carlos García Prada por permitirme presentar este proyecto para acabar con éxito esta etapa.

A todos mis compañeros y personal en general de la empresa en la que he realizado este proyecto, muy especialmente a Charo y Paco.

A todo el personal docente que ha contribuido a mi formación a lo largo de mi trayectoria académica, en especial a Antonio María Hernández por su cercanía a los alumnos, y a José Ignacio Nogueira por su afán de transmitir el conocimiento de una manera sencilla y divertida.

A todos ellos, ¡Muchas Gracias!

RESUMEN

Esta memoria consiste una recopilación de “proyectos” que he llevado a cabo como miembro de una empresa del sector metalúrgico. Como ingeniero de proceso, he tenido que hacer frente a la tarea principal que se me encomendaba: Conseguir la reducción de costes en el proceso.

A pesar de que día a día continúo mi formación, con intención de presentar la memoria antes de finales de año, propuse la realización de proyectos con un plazo de seis meses.

Durante el primer mes, en mayo, realicé una profunda inmersión en el proceso de fabricación de acero, sin apenas tener conocimientos. No obstante, gracias a la documentación que se me facilitó, al apoyo de mis compañeros de trabajo, y a la observación del propio proceso en un entorno real, en apenas un mes y medio comenzaron los proyectos.

Los proyectos para la reducción de costes en la sección de acería se centraron en el horno de arco eléctrico, por lo que se definieron en un primer momento:

- Reducción del consumo de energía eléctrica
- Reducción del consumo de electrodos
- Reducción del consumo de cal

Más tarde, a partir de septiembre se comenzó a realizar un estudio sobre la reducción de ferroaleaciones que demostró tener gran relevancia, por lo que finalmente se ha incluido en la memoria.

A lo largo de este trabajo se podrá conocer las características del acero, la historia, cómo funciona el proceso en profundidad, y qué factores son los que afectan negativamente a la consecución de los proyectos. No obstante, todas las explicaciones hacen referencia única y exclusivamente a la sección de acería en la que se han desarrollado, por lo que no se dan datos del proceso completo (que abarca el tren de laminación).

Cada proyecto sigue la metodología PDCA, y en torno a ese método se han llevado a cabo la evaluación de causas y la implantación de las acciones, para más tarde verificar los resultados obtenidos y elaborar conclusiones como se irá viendo a lo largo de la memoria.

Índice General

1. Introducción, metodología y estructura	
1.1. Introducción y motivación del proyecto	11
1.2. Fases del Proyecto	14
1.2.1. PDCA	14
1.2.2. Cronograma	15
1.3. Estructura de la memoria	17
2. Estado del arte I: El acero	
2.1. Introducción	19
2.2. Historia	20
2.3. Definición y Tipos de acero	23
2.3.1. Aceros finos de construcción general (Serie 1)	24
2.3.2. Aceros para usos especiales (Serie 2)	27
2.3.3. Aceros resistentes a la oxidación y corrosión (Serie 3)	27
2.3.4. Aceros para herramientas (Serie 5)	28
2.3.5. Aceros de moldeo (Serie 8)	29
2.4. Características	30
2.5. Diagrama Hierro-Carbono	31
3. Estado del arte II. Fabricación de acero.	
3.1. Introducción	35
3.2. Horno EAF	37
3.2.1. Introducción	37
3.2.2. Clasificación de la chatarra	37
3.2.3. Sistemas de transporte de chatarra y acero líquido	42
3.2.4. Características y partes de los hornos de arco eléctrico	43
3.2.4.1. Sistema Eléctrico	44
3.2.4.2. Horno	46
3.2.5. Proceso de fusión	51
3.2.5.1. Fusión por arco eléctrico	51
3.2.5.2. Objetivos e influencia de elementos	57
3.2.5.3. Elementos y reacciones químicas en el horno	59
3.2.5.3.1. Durante el Proceso de Fusión	59
3.2.5.3.2. Durante el Vuelco	66
3.3. Horno de Afino	68
3.3.1. Introducción	68
3.3.2. Desoxidación	69
3.3.3. Desulfuración	70
3.4. Colada Continua	74
3.4.1. Introducción	74
3.4.2. Lingoteras	76
3.4.3. Rodillos-guía	79
3.4.4. Refrigeración Secundaria	79
3.4.5. Oxicorte	81
4. Planteamiento del problema	
4.1. Introducción	83
4.2. Reducción del consumo de energía eléctrica	84
4.2.1. Introducción	84

4.2.2. Desdoblamiento del problema	88
4.2.3. Marcha operativa del horno de arco eléctrico	93
4.2.3.1. Carga de chatarra.....	93
4.2.3.2. Proceso en el horno de arco eléctrico	95
4.2.4. Priorización de situaciones y establecimiento de metas específicas	99
4.2.5. Identificación y selección de causas.....	108
4.2.6. Estrategia de acción	111
4.2.7. Verificación de resultados.....	125
4.3. Reducción del consumo de electrodos	129
4.3.1. Introducción	129
4.3.2. Desdoblamiento del problema	130
4.3.3. Priorización de situaciones y establecimiento de metas específicas	132
4.3.4. Identificación de causas y selección de las más comunes.....	134
4.3.5. Estrategia de acción	136
4.3.6. Verificación de resultados.....	141
4.4. Reducción del consumo de cal	144
4.4.1. Introducción	144
4.4.2. Desdoblamiento del problema	146
4.4.2.1. Viscosidad y tensión superficial	146
4.4.2.2. Composición de la escoria y basicidad	147
4.4.2.3. Generación del gas	148
4.4.2.4. Utilización de diagramas $\text{CaO-MgO-SiO}_2\text{-FeO}$ para determinar los niveles de saturación de MgO	149
4.4.2.5. Diagramas de saturación isotérmicos (ISD).....	150
4.4.2.6. Efecto de la temperatura	151
4.4.2.7. Beneficios de la inyección de magnesia o cal dolomítica ($\text{CaCO}_3 + \text{MgCO}_3$) en el horno	151
4.4.3. Priorización de situaciones y establecimiento de metas específicas	152
4.4.4. Identificación y selección de causas.....	154
4.4.5. Estrategia de acción	156
4.4.6. Verificación de resultados.....	163
4.5. Estudio sobre la reducción del consumo de ferroaleaciones	167
4.5.1. Introducción	167
4.5.2. Desdoblamiento del problema	167
4.5.3. Estudio	169
4.5.4. Ensayo	172
4.5.5. Verificación de resultados.....	176
4.6. Conclusiones del proyecto y posibles mejoras futuras.....	181
4.6.1. Conclusiones.....	181
4.6.2. Propuestas de mejora.....	183
4.7. Presupuesto	186
4.8. Glosario	188
4.9. Bibliografía	189

Índice de figuras

Figura 1.0: Producción Mundial de Acero año 2010. <worldsteel.org>.....	11
Figura 1.1: Ciclo PDCA	14
Figura 2.0: Diagrama Fe-C.....	31
Figura 2.1: Diagrama TTT	32
Figura 3.1: Proceso del acero	35
Figura 3.2: Fabricación del acero	36
Figura 3.3: Chatarra OA	37
Figura 3.4: Chatarra de primera	38
Figura 3.5: Recortes de chapa	38
Figura 3.6: Chatarra fragmentada:.....	39
Figura 3.7: Viruta:.....	39
Figura 3.8: Paquetes	40
Figura 3.9: Arrabio	40
Figura 3.10: Oxicorte.....	40
Figura 3.11: Chatarra incinerada fragmentada	41
Figura 3.12: Paquetes Nº1	41
Figura 3.13: Cestas	42
Figura 3.14: Cuchara.....	43
Figura 3.15: Horno de fusión de corriente continua	43
Figura 3.16: Horno de fusión de corriente alterna.....	44
Figura 3.17: Sistema eléctrico de los EAF	44
Figura 3.18: Brazos portaelectrodos	45
Figura 3.19: Brazos portaelectrodos II	45
Figura 3.20: Detalle de nipple en electrodo	46
Figura 3.21: Gunitadora.....	47
Figura 3.22: Horno de piquera	47
Figura 3.23: Horno EBT	48
Figura 3.24: Mechero	49
Figura 3.25: Bovedilla	49
Figura 3.26: Pórtico y brazos portaelectrodos	50
Figura 3.27: Plataforma.....	50
Figura 3.28: Esquema eléctrico de la planta.....	51
Figura 3.29: Esquema transformador.....	51
Figura 3.30: Posición de los mecheros	56
Figura 3.31: Detalle mechero	57
Figura 3.32: Óxidos ácidos y básicos	61
Figura 3.33 Diagrama de Ellingham.....	61
Figura 3.34: Horno de afino.....	68
Figura 3.35: Valores Ls para el sistema ternario Al_2O_3-CaO-SiO₂ a 1.600 °C	71
Figura 3.36: Colada continua	74
Figura 3.37: Tundish	75
Figura 3.38: Detalle de cadena de falso llantón.....	76
Figura 4.0: Fórmula de Köhle.....	84
Figura 4.1: Energía equivalente EAF	85
Figura 4.2: Histórico de producción.....	86

Figura 4.3: Consumo de energía equivalente	86
Figura 4.4: Energía equivalente Enero-Julio 2010.....	87
Figura 4.5: Balance de masa EAF.....	89
Figura 4.6: Parque de chatarra.....	93
Figura 4.7: Carga de cestas en el horno	94
Figura 4.8: Energía eléctrica	101
Figura 4.9: Consumo de carbón en saca	101
Figura 4.10: Consumo de electrodos	102
Figura 4.11: Consumo de arrabio	102
Figura 4.12: Consumo de oxígeno.....	102
Figura 4.13: Consumo de gas natural	103
Figura 4.14: Power On	103
Figura 4.15: Identificación causas consumo de energía	105
Figura 4.16: Impurezas	108
Figura 4.17: Bidones, cables y misiles.....	108
Figura 4.18: Ejemplo de distribución por capas.....	110
Figura 4.19: Distribución por capas	110
Figura 4.20: Borboteo de cucharas en espera.....	111
Figura 4.21: Granulometría espato	111
Figura 4.22: Esquema de fusión	116
Figura 4.23: Esquema de fusión y mecheros	117
Figura 4.24: Uso del oxígeno en OBT.....	118
Figura 4.25: Recarga de cestas.....	119
Figura 4.26: Temperatura de vuelco en OBT	120
Figura 4.27: Resultado de consumo de oxígeno.....	121
Figura 4.28: Resultado de consumo de energía eléctrica	122
Figura 4.29: Resultado de Power On.....	122
Figura 4.30: Resultado de consumo de energía equivalente	123
Figura 4.31: Consumo de electrodos	125
Figura 4.32: Consumo de electrodos Enero-Junio 2010.....	125
Figura 4.33: Refrigeración electrodos.....	127
Figura 4.34: Nipple.....	130
Figura 4.35: Tipos de roturas en electrodos.....	130
Figura 4.36: Consumo de electrodos por producción y rotura.....	133
Figura 4.37: Identificación de causas consumo de electrodos.....	134
Figura 4.38: Almacenaje de electrodos de grafito.....	139
Figura 4.39: Identificación de electrodos.....	140
Figura 4.40: Contabilización de consumo de electrodos	141
Figura 4.41: Resultado consumo de electrodos.....	142
Figura 4.42: Consumo de cal	144
Figura 4.43: Consumo de cal y coste específico Enero-Junio 2010.....	145
Figura 4.44: Índice de Espumación vs. Viscosidad efectiva	146
Figura 4.45: Diagramas CaO-MgO-SiO₂-FeO.....	149
Figura 4.46: %Mgo vs. Basicidad.....	150
Figura 4.47: Diagrama de saturación ISD.....	151
Figura 4.48: Identificación de causas consumo de cal.....	154
Figura 4.49: Evolución teórica del %SiO₂ y basicidad	156
Figura 4.50: Esquema inyección de cabón en el horno.....	157
Figura 4.51: Instrucción de oxígeno en horno eléctrico	158

Figura 4.52: Recepción de cal y llenado de silos	158
Figura 4.53: Índices de basicidad en el EAF.....	160
Figura 4.54: Adición de cal al Horno OBT I.....	162
Figura 4.55: Adición de cal al Horno OBT II.....	162
Figura 4.56: Adición de cal al Horno OBT III.....	163
Figura 4.57: Resultado de consumo de cal julio-noviembre 2010	164
Figura 4.58: Gráfico de basicidad.....	164
Figura 4.59: Resultado de consumo de cal.....	165
Figura 4.60: %Mn vs. Re S275.....	173
Figura 4.61: %Mn vs Resiliencia S275.....	173
Figura 4.62: %Mn vs. Re S355.....	174
Figura 4.63: %Mn vs. Resiliencia S355.....	175
Figura 4.64: Nuevas concentraciones de elementos	176
Figura 4.65: Resultados %Mn vs. Re S275.....	177
Figura 4.66: Resultados %Mn vs. Re S355.....	177
Figura 4.67: Resultados %Mn vs. Re A572	178
Figura 4.68: Resultados %Mn vs. Resiliencia S275.....	178
Figura 4.69: Resultados %Mn vs. Resiliencia S355.....	179
Figura 4.70: Máquina limpiadora de chatarra	183

Índice de Tablas

Tabla 1.0: Cronograma del proyecto	16
Tabla 2.0: Clasificación del acero.....	23
Tabla 3.0: Programas eléctricos	53
Tabla 3.1: Afinidad de los elementos con el oxígeno	62
Tabla 3.2: Cantidad de cal en función de FeSi y SiMn	72
Tabla 4.0: Valores de consumo de energía equivalente	88
Tabla 4.1: Reacciones exotérmicas.....	90
Tabla 4.2: Análisis químicos óptimos internos	97
Tabla 4.3: Cantidad de carbón a añadir en vuelco	98
Tabla 4.4: Cantidad de adiciones en vuelco	99
Tabla 4.5: Histórico de parámetros.....	100
Tabla 4.6: Plan de acción consumo de energía	107
Tabla 4.7: Clasificación parque de chatarra	109
Tabla 4.8: Ejemplo de distribución por capas	110
Tabla 4.9: Taps eléctricos.....	112
Tabla 4.10: Programas eléctricos	112
Tabla 4.11: Cambios en programas eléctricos	115
Tabla 4.12: Programas de mecheros	117
Tabla 4.13: Resultados consumo de energía eléctrica	121
Tabla 4.14: Histórico de consumo de electrodos	132
Tabla 4.15: Plan de acción consumo de electrodos.....	136
Tabla 4.16: Control de consumo de electrodos.....	139
Tabla 4.17: Resultados consumo de electrodos	141
Tabla 4.18: Clasificación de óxidos.....	147
Tabla 4.19: Histórico de consumo de cal	152
Tabla 4.20: Método de adición de cal	153
Tabla 4.21: Metas específicas	154
Tabla 4.22: Plan de acción consumo de cal.....	156
Tabla 4.23: Tiempo de vertido de cal.....	160
Tabla 4.24: Tiempos de vertido de cal en función del fósforo	161
Tabla 4.25: Adiciones al vuelco	168
Tabla 4.25: Resultados consumo de cal	163
Tabla 4.26: Análisis químicos óptimos antes del estudio	168
Tabla 4.27: Concentración media de CE, C y Mn	170
Tabla 4.28: Cantidad de Mn a añadir	170
Tabla 4.29: Nuevos valores de CE, C, y Mn medios	171
Tabla 4.30: Ahorro estimado	171
Tabla 4.31: Gasto económico por aumento de carbón.....	179



Universidad
Carlos III de Madrid

Escuela Politécnica Superior



Ingeniería Técnica Industrial Mecánica

ANÁLISIS Y OPTIMIZACIÓN DE COSTES EN UNA PLANTA DE PROCESADO Y PRODUCCIÓN DE ACERO

Capítulo 1

Introducción, metodología y estructura

1.1. Introducción y motivación del proyecto

Desde el comienzo de la Edad del Hierro, sobre el año 1.400 a.C. hasta el día de hoy, el hierro, el acero y las fundiciones se han convertido en objeto de estudio por su amplio rango de aplicaciones útiles y sus excelentes propiedades mecánicas.

El acero desempeña un papel fundamental en nuestra vida cotidiana hasta tal punto de que nada es fabricado, procesado o transportado sin su utilización. Se emplea en el ámbito industrial, para la fabricación de elementos de construcción, componentes de automóviles, maquinaria, herramientas, etc. y en el ámbito familiar, para la fabricación de todo tipo de envases, electrodomésticos y utensilios.

Actualmente, a pesar de la crisis económica mundial, padecida desde el año 2008 en el sector metalúrgico, el acero sigue liderando el mercado del metal con una producción mundial que supera los cien millones de toneladas mensuales.

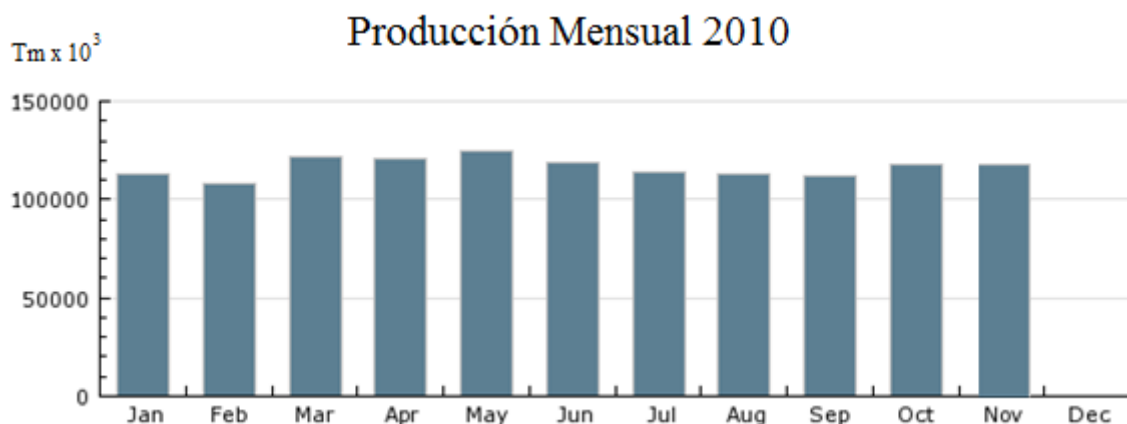


Figura 1.0: Producción Mundial de Acero año 2010. <worldsteel.org>

Para su fabricación existen dos rutas actualmente:

- Proceso siderúrgico integral, en el que se parte del mineral de hierro, carbón y fundentes para obtener una aleación de hierro y carbono en estado líquido.
- Acería eléctrica, en la que se utiliza principalmente la chatarra como materia prima y en un solo paso se obtiene acero mediante fusión por arco eléctrico, que posteriormente se somete a un afino metalúrgico.

Dada la multitud de productos que se pueden obtener y la cantidad de empresas dedicadas a la producción y tratamiento del acero, es habitual que cada planta presente unas características determinadas. Unas cuentan con alto horno y convertidores LD, otras con hornos de arco eléctrico OBT, EBT, de corriente continua o alterna, con mayor capacidad de carga de las grúas, de las cucharas, o del horno, con una gama diferente de perfiles, con mayor o menor

parque de chatarra, etc. Asimismo, los procesos pueden ser ligeramente distintos.

Todas estas cuestiones, incluidas las de tipo cultural y las de mercado definen el tipo de producto que se fabrica, haciendo que cada planta sea única y tenga un potencial de mejora en un área determinado.

El presente proyecto se centra en una de esas fábricas de producción de acero, perteneciente a una empresa líder mundial de la industria siderúrgica. El objetivo consiste en la realización de mejoras en el proceso de obtención del acero que generen importantes ahorros económicos.

La planta se dedica a la producción de semiproductos o beam blanks, y de su laminación en caliente, fabricando una amplia gama de perfiles de distintas calidades según las normas internacionales y europeas.

Las instalaciones principales de la sección de acería son: Parque de chatarra con dos grúas y capacidad de 30.000 Tm, horno de arco eléctrico de corriente alterna OBT, horno de afino de corriente alterna, colada continua de cuatro líneas, sección de oxicorte con sopletes de oxígeno y gas, tres cestas, cinco tundish, siete cucharas, dos mecheros calentadores de cuchara, un mechero calentador de tundish, un foso de escoria negra del horno, un foso de escoria blanca de las cucharas, tres vagonetas (una para la carga de cestas), y nueve puentes grúa (ver Anexo I).

Además, a grandes rasgos, la fábrica cuenta con un tren de laminación formado por horno de recalentamiento, descascarillador, caja forjadora, sierra, caja universal, caja recalcadora, caja acabadora, sierra en caliente, enfriadores, enderezadora y etiquetadora. También existe la sección de expediciones, encargada de formar las pilas de material mediante puentes grúas con imán; la sección de talleres de mantenimiento; el almacén para recepcionar pedidos; los almacenes para exportar residuos internos; la báscula de camiones y vagones; los depósitos de agua para alimentar la acería y al tren de laminación, y la depuradora, encargada de limpiar y filtrar el agua para su reutilización.

En el caso que nos ocupa, dentro de la sección de acería, aunque cada parte del proceso recibe la misma atención, hay áreas, como el horno de arco eléctrico, que suponen la principal fuente de gastos, por lo que atacar dicha área podría reducir considerablemente el gasto global de dicha sección. Esta cultura de reducción de gastos ha ido tomando mayor relevancia con la disminución de la demanda de acero debida a la crisis económica, por lo que la mayor parte de los proyectos a nivel interno en otras secciones, también se están realizando en esta dirección.

En nuestro caso, la tarea propuesta consistía en la reducción de costes en el horno OBT, por lo que el presente proyecto se ha centrado principalmente en la disminución del consumo de energía en el mismo, del cual han derivado los subproyectos de consumo de cal y consumo de electrodos. Además se ha realizado un estudio sobre la reducción de ferroaleaciones paralelamente al

resto de proyectos a partir de septiembre de este mismo año, que ha dado como resultado el mayor ahorro económico del semestre.

No obstante, dado que se trata de un proceso de gran complejidad técnica y operativa, se han incluido al comienzo del proyecto dos capítulos relacionados con las características y la fabricación del acero (hasta la obtención del beam blank) de recomendada lectura antes de leer la propia memoria.

1.2. Fases del Proyecto

1.2.1. PDCA

Este proyecto se ha llevado a cabo según la metodología del ciclo PDCA (Plan-Do-Check-Act), el cual especifica una serie de pasos a seguir para la consecución de los objetivos.

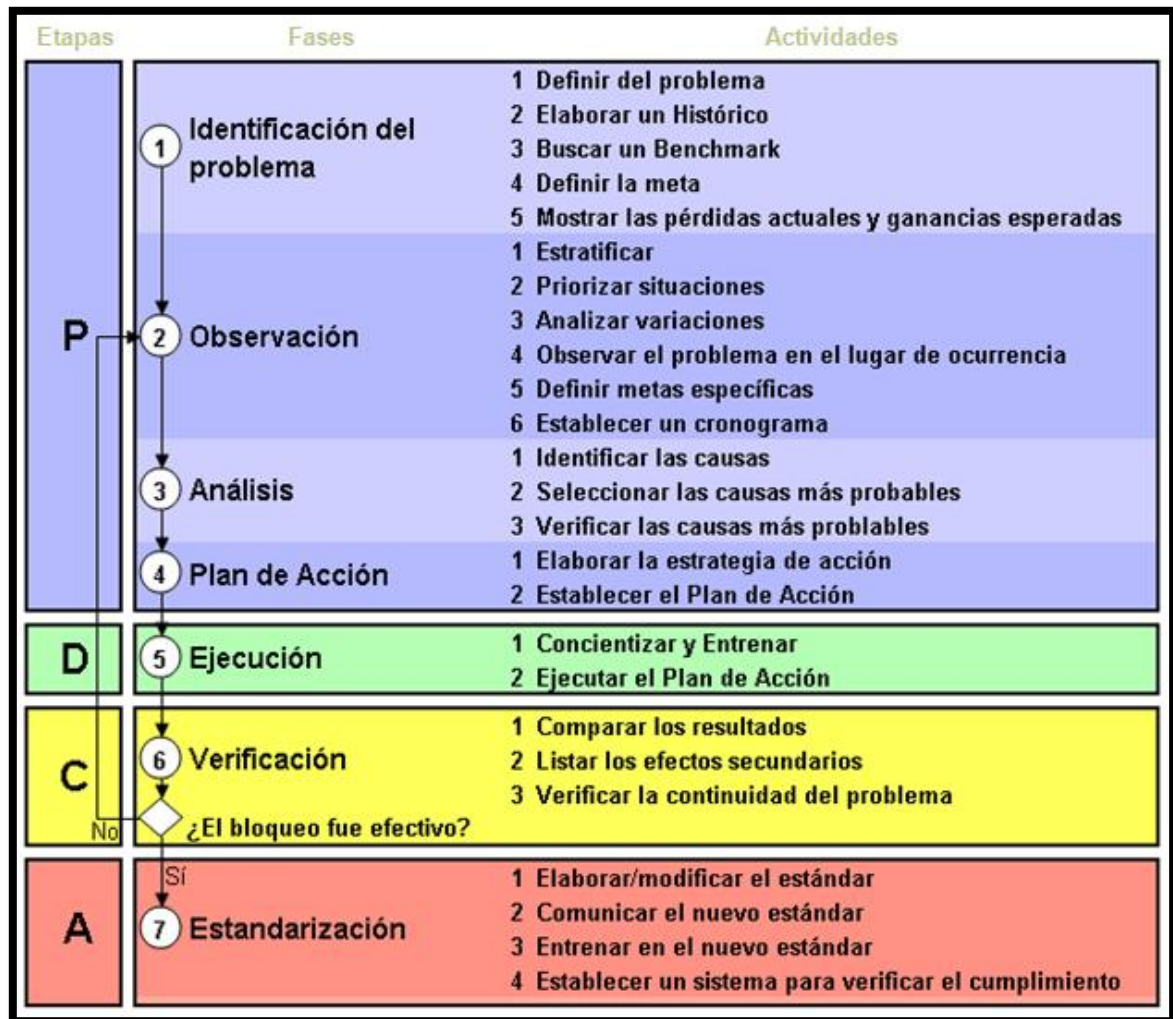


Figura 1.1: Ciclo PDCA

Identificación del problema

En esta fase se define el problema, se elabora un histórico de datos si los hay, se comparan los resultados con el mejor (benchmark), se establece una meta indicando el objetivo, el valor y el plazo a cumplir, y se estiman las pérdidas actuales y/o ganancias esperadas.

Observación

En esta fase se debe aumentar el conocimiento del problema con el objetivo de facilitar la identificación de las causas, desdoblándolo en problemas más simples. Para ello es necesario estratificarlo, ya sea por tiempo, tipo, lugar, etc., y priorizar las situaciones más perjudiciales.

Análisis

En esta fase se identifican las causas para cada problema desdoblado utilizando el conocimiento ya adquirido durante la fase anterior, y el conocimiento técnico sobre el proceso. Para ello se comienza con la identificación de las causas, y la selección de las más probables analizando la información recopilada.

Plan de acción

En esta etapa se elabora la estrategia de acción proponiendo acciones para cada causa fundamental, analizándolas y escogiendo las mejores. También se elabora el plan de acción, en el que se define qué se tiene que hacer, cuándo, y por qué.

Ejecución del plan de acción

Los objetivos de esta fase son: comunicar el plan de acción al personal, concienciar y entrenar en las tareas a realizar, y realizar el seguimiento y conducción del plan.

Verificación de los resultados

Esta fase es posterior a la aplicación de las acciones de mejora, por lo que trata de verificar si la meta fue alcanzada. Para ello se deben comprar los resultados, listar los efectos secundarios del proceso, ya sean positivos o negativos, y comprobar la persistencia o no del problema.

Estandarización

En caso de éxito se deben implementar los medios para mantener los buenos resultados obtenidos. Para ello se tienen que elaborar o modificar procedimientos, comunicarlos al personal, y entrenar la nueva metodología de trabajo.

1.2.2. Cronograma

El proyecto principal y los subproyectos comenzaron en junio de 2010. No obstante, durante el mes de mayo se realizaron tareas de investigación, análisis de documentos, y observación del proceso para partir de una base adecuada de

conocimiento. Tras este tiempo se definieron los proyectos y comenzó la identificación de problemas, la observación y el análisis de las causas durante el mes de junio. Tal y como indica el cronograma, a partir de julio (inicio del segundo semestre) se comenzaron a implementar las distintas acciones comentadas en los proyectos. Durante este tiempo se verificaban los resultados, y se continuaban haciendo pruebas o se seguían las acciones marcadas al inicio. A partir de septiembre se estandarizaron los procedimientos mediante la creación de instrucciones de trabajo codificadas según el sistema de calidad de la empresa. Sin embargo, esta etapa no se ha considerado importante para la redacción de este proyecto ya que muchos de los cambios implantados aparecen aquí en forma de notas informativas para el personal de planta.

Tabla 1.0: Cronograma del proyecto

Actividad		Año 2010							
		M	J	JL	AG	S	O	N	D
	Estudio del proceso								
P	Identificación el problema								
	Observación								
	Análisis								
	Plan de acción								
D	Ejecución del plan de acción								
C	Verificación de los resultados								
A	Estandarización								

A partir de septiembre comenzó el estudio sobre la reducción de ferroaleaciones, con una duración de tres meses hasta la entrega de esta memoria.

A pesar de que dicho proyecto tiene una duración de seis meses, los resultados sólo se tienen en cuenta hasta finales de noviembre, ya que se pretende realizar su presentación en diciembre de este mismo año.

1.3. Estructura de la memoria

Esta memoria está dividida en varios capítulos que se van a resumir brevemente a continuación:

Estado del arte I. El Acero

Se trata de un capítulo en el que se introduce al lector acerca del material base de este proyecto, el acero. Como tema introductorio, se realiza un repaso a la historia de este material, se detallan los tipos de acero existentes en la actualidad, y se comentan sus características principales.

Estado del arte II. Fabricación de acero

Este tema tiene una gran extensión en la memoria porque es la base fundamental para entender el proceso desde la carga de la chatarra hasta la obtención del semiproducto en colada continua, que utilizará posteriormente laminación. En este apartado he recogido la información básica que pude recopilar durante el mes de junio sobre el proceso, en el cual se detallan el horno de arco eléctrico, el horno de afino, y la colada continua.

Planteamiento del problema

Este apartado constituye el proyecto en sí mismo, y está dividido en varias secciones:

- Reducción del consumo de energía
- Reducción del consumo de electrodos
- Reducción del consumo de cal
- Estudio sobre la reducción de ferroaleaciones

Salvo en el último caso, en todos se sigue el mismo esquema: Introducción, desdoblamiento del problema, priorización de situaciones y establecimiento de metas específicas, identificación y selección de las causas del problema, estrategia de acción y verificación de resultados.

Algunos, como el proyecto de reducción del consumo de energía tienen además un apartado que explica la marcha operativa del proceso real para así poder entender las acciones a implementar. Lo mismo ocurre con el estudio de reducción de ferroaleaciones, que incluye a grandes rasgos la marcha operativa en el afino.

Conclusiones y posibles mejoras futuras

Tras las conclusiones obtenidas en cada proyecto, se incluye este capítulo, que recoge las ideas fundamentales extraídas de los mismos, y además propone nuevos puntos de mejora en la sección para reducir costes, generar ingresos, o ayudar al propio proceso.



Universidad
Carlos III de Madrid

Escuela Politécnica Superior



Ingeniería Técnica Industrial Mecánica

ANÁLISIS Y OPTIMIZACIÓN DE COSTES EN UNA PLANTA DE PROCESADO Y PRODUCCIÓN DE ACERO

Capítulo 2

Estado del arte I: El acero

2.1. Introducción

El acero es una aleación de hierro y carbono que gracias a sus notables propiedades es ampliamente utilizada en los principales sectores de fabricación:

- **Construcción:** Construcciones industriales, edificios de viviendas, estadios deportivos, estaciones, barras de refuerzo para hormigón, placas para puentes, pilares, cables portantes, etc.
- **Automóvil y transporte:** Carrocerías, motores, ruedas, ejes, cajas de cambio, ferrocarriles, construcción naval, etc.
- **Electrodomésticos:** Neveras, lavadoras, hornos, microondas, estufas, etc.
- **Ingeniería y energía:** Pozos y plataformas petroleras, tuberías, componentes de turbinas eléctricas, electroimanes, etc.

Algunas de sus características que lo hacen fuerte frente a sus competidores son: su bajo coste, su facilidad de conformación por flexión o embutición, su alta resistencia, su amplia gama de composiciones (y por tanto de propiedades), su facilidad de ensamblaje, y su facilidad de reciclaje. Estas características unidas a sus excelentes propiedades mecánicas han convertido al acero en uno de los principales materiales de uso común en la industria.

2.2. Historia

La primera evidencia de herramientas de hierro data del 4.000 a.C. en el antiguo Egipto, del que se cree que era hierro meteórico. Alrededor del 2.000 a.C. aparece el primer objeto de hierro fundido, que probablemente fue un subproducto de la fundición del cobre, y en torno al año 1.000 a.C. las herramientas y armas de hierro comienzan a sustituir a las de bronce.

Muchos años después (200 d.C.) se construyó el primer alto horno en China. Se distinguió de los bloomeries que existían hasta la fecha (hornos con paredes de arcilla y ligeras entradas de aire) por conseguir la fusión del hierro, ya que en los bloomeries se obtenía una masa esponjosa llamada bloom que se recalentaba y se martilleaba repetidamente para eliminar restos de escoria, pero nunca pasaba a estado líquido.

Otros métodos procedentes de la India y Sri Lanka se fueron extendiendo con su producción de acero wootz o de Damasco, que empleaba los vientos del monzón para la inyección de aire dentro de los hornos, y así obtener altas temperaturas. De esta forma, se comenzó a fundir una mezcla de mineral de hierro e impurezas que le otorgaban tenacidad para después dejar enfriar, calentarlo con carbón vegetal en bloomeries para que el hierro absorbiera el carbono, y martillearlo.

En Europa el hierro lo fabricaban los griegos, los celtas, los romanos y los cartagineses aún en bloomeries, hasta que en el siglo VIII d.C. en España se construyó un horno que utilizaba un fuelle para bombear aire en lugar de una corriente de aire natural.

Los altos hornos más antiguos en el este de Europa fueron construidos en Suiza, Alemania y Suecia, alrededor del 1.100 d.C. No obstante, el antecesor directo de los hornos utilizados en Europa a día de hoy procede de la región de Namur, en Bélgica, cuyo diseño se extendió a finales del siglo XV, introduciéndose en Inglaterra en 1491.

En el siglo XVII se desarrolló en Europa Occidental el proceso de cementación para los hierros forjados gracias a las ideas importadas desde la India. Este proceso consistía en introducir capas alternadas de carbón vegetal (o carbón activo en polvo u hollín) y hierro procedente de las minas suecas, con bajo contenido de impurezas, dentro de un horno forrado de material refractario en paredes y techo. Al calentar el horno durante aproximadamente una semana, se conseguían unas barras denominadas acero blíster, que habían absorbido más de un 1 % de carbono. Posteriormente la barra se recalentaba y mediante el uso de un martillo se forjaba para reducir el contenido de carbono.

La siguiente evolución en la fabricación de hierro se produjo en Gran Bretaña en 1709, cuando Abraham Darby introdujo carbón en forma de coque en el proceso.

Al principio el combustible y agente reductor usado era la leña o carbón vegetal, pero la disponibilidad de la madera para hacer carbón estaba limitando la expansión de la producción de hierro.

El uso de coque permitió por un lado no frenar la revolución industrial en la producción de hierro, y mejorar la productividad, puesto que el hecho de poder conseguir mayores temperaturas provocó que los tiempos de fabricación fueran menores, además de la reducción de costes, ya que el coque tenía un precio competitivo.

Hacia 1740, en Sheffield (Inglaterra) Benjamin Huntsman logró perfeccionar la fabricación del acero. Su técnica consistía en utilizar coque como combustible, lo que le permitía alcanzar una temperatura de unos 1.600 °C, emplear acero blístico en pequeñas porciones y una corriente de aire para la eliminación de impurezas que salían a la superficie en forma de espuma. Tras su eliminación se procedía a verter el acero líquido en lingotes y se dejaba enfriar. La eficiencia del proceso mejoró cuando James Beaumont en 1828 decidió usar los gases quemados de escape para precalentar el aire que se inyectaba al horno, lo que mejoró los tiempos de fabricación.

Más tarde, en 1856, Henry Bessemer ideó un sistema para la producción de acero a bajo coste que consistía en la inyección de aire a presión en el fondo de una cuchara en la que se colaba el arrabio, aún en fase líquida. Por afinidad con el oxígeno, reaccionaba el silicio, el carbono, y posteriormente el fósforo, y como la primera reacción es fuertemente exotérmica, se podía continuar fundiendo sin necesidad de consumir más combustible. Esto contribuyó a la producción de acero a gran escala a un precio relativamente barato, aunque cayó en desuso porque únicamente se podía utilizar hierro con bajas cantidades de fósforo y azufre, ya que su eliminación implicaba la oxidación de gran cantidad de hierro.

El mismo año, William Siemens creó un método para la fabricación de acero que sentó la base de los hornos de arco eléctrico. En los hornos Martin Siemens, revestidos de material refractario ácido o básico, se vertía una cierta cantidad de chatarra que era calentada con gas, fueloil o brea. Tras su fusión por altas temperaturas, los óxidos, más ligeros que el acero líquido, ascendían a la superficie, se eliminaban, y se colaba en unos lingotes.

Pero no fue hasta 1878 cuando Paul Héroult inventó la fusión por arco eléctrico, introduciendo unos electrodos de grafito en el horno tras la carga de chatarra.

En torno a 1948 se crea el convertidor LD para refinar el acero, que utilizaba oxígeno en lugar de aire. Se desarrolló un método que consistía en el soplado del baño mediante una lanza de oxígeno o mediante la inyección del mismo por una tobera en el fondo del convertidor.

A finales de la década de los setenta se crearon los convertidores de soplado mixto que inyectaban por el fondo oxígeno o un gas neutro (argón o nitrógeno) para conseguir una agitación efectiva, y oxígeno por arriba.

Hacia 1950 se comienza a utilizar la colada continua, que consiste en un sistema de moldes “sin fin” sobre los que se vierte el acero líquido, y que tras su paso por una serie de rodillos con refrigeración, mientras pasa de posición vertical a horizontal, se consiguen perfiles laminados de sección constante.

Actualmente, con el fin de dotar de propiedades al acero como resistencia mecánica, dureza, o resistencia a la corrosión, se emplean diferentes elementos y ferroaleaciones que, o bien se agregan en el propio horno, o bien se añaden en lo que se denomina horno cuchara.

Este último invento se emplea para afinar las cantidades de los elementos en el acero líquido y ajustar la temperatura mientras sirve de colchón entre el horno de arco eléctrico y la colada continua. De esta manera se consigue mayor productividad, ya que no se pierde tiempo para ajustar la composición en el horno.

Por otro lado, debido al desarrollo industrial, se han ido buscando nuevas formas de colar el acero (tochos-planchas-vigas) con unas tolerancias más ajustadas. Esto ha derivado en la aparición de los trenes de laminación, que se encargan de “pulir” el semiproducto para obtener productos con unas dimensiones específicas.

2.3. Definición y Tipos de acero

El acero procede de la unión de un metal (hierro) y un metaloide (carbono), para obtener las características metálicas del primero y las propiedades físico-químicas del segundo. Además contiene una pequeña cantidad de otros elementos como el manganeso, o el silicio que le otorgan otras propiedades.

Cada tipo de acero posee unas características concretas, por lo que fue necesario realizar una distinción entre las distintas clases. Según la Norma UNE 10020:2001 existen cinco grupos principales de acero, que abarcan distintos subgrupos, clasificados de la siguiente manera:

Tabla 2.0: Clasificación del acero

Serie	Grupo	Denominación
Serie 1	1	Acero al carbono
	2 y 3	Acero aleado de gran resistencia
	4	Acero aleado de gran elasticidad
	5 y 6	Aceros para cementación
	7	Aceros para nitruración
Serie 2	1	Aceros de fácil mecanización
	2	Aceros para soldadura
	3	Aceros magnéticos
	4	Aceros de dilatación térmica
	5	Aceros resistentes a la fluencia
Serie 3	1	Aceros Inoxidables
	2 y 3	Aceros resistentes al calor
Serie 5	1	Aceros al carbono para herramientas
	2, 3 y 4	Aceros aleados para herramientas
	5	Aceros rápidos
Serie 8	1	Aceros para moldeo
	3	Aceros de baja radiación
	4	Aceros para moldeo inoxidables

2.3.1. Aceros finos de construcción general (Serie 1)

Este tipo de aceros son los que se emplean para obras de ingeniería industrial y civil, y constituyen el 90 % de la producción de acero actual. Su dureza y resiliencia crece a la vez que disminuye su soldabilidad con la cantidad de carbono.

Grupo 1: Aceros al carbono

Son aquellos que contienen menos de un 1 % de carbono, lo que les confiere buenas características mecánicas. Por lo general suelen contener las siguientes proporciones de elementos:

$C < 1\%$, $Mn < 0,9\%$, $Si < 0,5\%$, $P < 0,1\%$, $S < 0,1\%$

Según sus propiedades mecánicas se pueden a su vez subdividir en:

- **Acero Extrasuave:** Con un 0,15% de carbono en peso, tiene una resistencia mecánica de entre 38 y 48 kg/mm² y prácticamente no requiere temple. Es fácilmente soldable y deformable, y se emplea en maquinaria que necesite gran tenacidad, así como para la deformación en frío, la embutición o el plegado.
- **Acero Suave:** Con un 0,25% de carbono en peso, tiene una resistencia mecánica de entre 48 y 55 kg/mm². Se puede soldar sin demasiadas dificultades, y se emplea para la fabricación de piezas tenaces, para la deformación en frío, la embutición y el plegado.
- **Acero Semisuave:** Con un 0,35% de carbono en peso, tiene una resistencia mecánica de entre 55 y 62 kg/mm², ampliable a 80 kg/mm² con un tratamiento de temple y revenido. Se emplea en la fabricación de piezas resistentes y tenaces, ejes, tornillos, elementos de maquinaria y pernos.
- **Acero Semiduro:** Con un 0,45% de carbono en peso, tiene una resistencia mecánica de entre 62 y 70 kg/mm², ampliable a 90 kg/mm² por medio del templado y revenido. Se emplea para la fabricación de ejes, cilindros, transmisiones, y elementos de maquinaria con una buena resistencia mecánica.
- **Acero Duro:** Con un 0,55% de carbono en peso, tiene una resistencia mecánica de entre 70 y 75 kg/mm², ampliable a 100 kg/mm² con un tratamiento de temple y revenido. Se emplea principalmente en ejes, transmisiones, tensores y piezas con espesores pequeños que estén constantemente soportando cargas.

Grupo 2 y 3: Aceros aleados de gran resistencia

Son aquellos que forman aleaciones con ciertos elementos para mejorar sus propiedades: cromo, níquel, vanadio, molibdeno, wolframio, cobalto, titanio, circonio, plomo, selenio, aluminio, niobio, boro, silicio y cobre. Se suelen emplear para la fabricación de piezas de gran espesor que requieran resistencias muy elevadas.

Las principales aleaciones que se fabrican en la actualidad son las siguientes:

- **Acero al Cr-Ni:** Con aproximadamente un 0,3% de carbono, un 1,25% de cromo y un 4,25% de níquel, adquiere una resistencia mecánica de unos 100 kg/mm² tras pasar por un proceso de templado y revenido. Se emplea principalmente para la fabricación de cigüeñales, bielas, ejes y piezas de gran resistencia y elevadas dimensiones.
- **Acero al Cr-Mo:** Con aproximadamente un 0,35% de carbono, un 1,2% de cromo y un 0,3% de molibdeno, adquiere una resistencia mecánica de unos 105 kg/mm² tras el proceso de templado y revenido. Se usa para la fabricación de piezas de maquinaria y motores de poco espesor y gran resistencia.
- **Acero al Cr-Ni-Mo:** Con aproximadamente un 0,3% de carbono, un 0,65% de cromo, un 2,5% de níquel, y un 40% de molibdeno, adquiere una resistencia mecánica de 105 kg/mm² tras el temple y revenido. Se utiliza para la fabricación de piezas pequeñas de elevada resistencia que soporten una temperatura máxima de 350 °C.
- **Acero al Cr-Va:** Contiene un 1,1% de carbono, un 1,6% de cromo y un 0,25% de vanadio. Tras el templado y revenido adquiere una resistencia de entre 200 y 220 kg/mm², lo que le confiere gran resistencia al desgaste y a la fatiga, perdiendo ductilidad. Se emplea para la fabricación de cojinetes de bolas, rodillos o piezas de gran dureza.

Grupo 4: Aceros aleados de gran elasticidad

Se trata de aceros para la fabricación de componentes sometidos a elevadas tensiones elásticas como los muelles, los resortes o las ballestas.

Se subdividen en:

- **Acero al carbono para muelles con temple en aceite o agua:** Se emplea para la fabricación de flejes, cuerdas de piano y elementos de pequeño espesor.

- **Acero al Cr-V para muelles:** Con un 1% de cromo, y un 0,2% de vanadio, se utiliza para fabricar muelles, ballestas, engranajes, y elementos de transmisión.
- **Acero Mn-Si para muelles con temple en aceite:** Con un 0,75% de manganeso, y un 1,75% de silicio, se emplean para fabricar muelles y resortes de grandes dimensiones.

Grupo 5 y 6: Aceros para cementación

Son aquellos que tienen un bajo contenido de carbono, y se les suele agregar cromo para aumentar la velocidad de penetración del C. Estos aceros normalmente siguen un tratamiento de templado para proporcionarle dureza, así como una cementación, que consiste en cubrir el acero de cementante (materia rica en carbono) a alta temperatura durante varias horas para dotarle de dureza superficial sin modificar el núcleo.

Los principales tipos de acero para cementación son:

- **Acero para cementación al carbono:** Aplicando cementación a 900-950°C, un primer temple en agua o aceite, y un segundo temple en agua, así como un revenido, se fabrican piezas de espesor reducido y con escasa tenacidad.
- **Acero para cementación al Cr-Ni:** Tiene aproximadamente un 1% de cromo, y un 4,15% de níquel. Pasa por el proceso de cementación a 850-900°C, dos temples en aceite y un revenido. Se emplean para fabricar piezas de máquinas y motores, levas, engranajes, etc. que necesiten gran resistencia.
- **Acero para cementación Cr-Mo:** Contiene un 1,15% de cromo, un 0,2% de molibdeno, y recibe un proceso de temple a 890-950°C, así como dos temples en aceite y un revenido. Se utilizan para fabricar piezas para automóviles y maquinaria de gran resistencia y gran dureza superficial.
- **Acero para cementación al Cr-Ni-Mo:** Contiene un 0,65% de cromo, un 4% de níquel, y un 0,25% de molibdeno. Pasa por un proceso de cementación a 880-930°C, un primer temple en aire o aceite y un segundo temple en aceite, además del revenido. Se usan para la fabricación de piezas de grandes dimensiones de responsabilidad, que necesiten alta resistencia y dureza superficial.

Grupo 7: Aceros para nitruración

Son aquellos aceros en los que se realiza la nitruración, un proceso termoquímico que agrega nitrógeno al acero para otorgarle dureza superficial, resistencia a la corrosión y a la fatiga. Suelen contener niveles bajos de

carbono, ya que este elemento provoca la penetración del nitrógeno demasiado rápida, y luego tiende a desprenderse.

Los principales subgrupos son:

- **Acero para nitruración al Cr-Mo-V de alta resistencia:** Los elementos que le otorgan sus propiedades son el carbono (0,32%), el cromo (3,25%), el molibdeno (0,4%) y el vanadio (0,22%). Se emplea para la fabricación de piezas que requieran gran resistencia (alcanza los 120 kg/mm²) y una alta dureza superficial.
- **Acero para nitruración al Cr-Mo-V de resistencia media:** Contiene un 0,25% de carbono, un 3,25% de cromo, un 0,4% de molibdeno y un 0,25% de vanadio. Es un acero muy similar al anterior, con la peculiaridad de que sólo alcanza los 100 kg/mm².
- **Acero para nitruración al Cr-Al-Mo de alta dureza:** Contiene un 0,4% de carbono, un 1,5% de cromo, un 0,2% de molibdeno y un 1% de aluminio. Se emplea para la fabricación de piezas que soporten una resistencia media ya que la capa nitrurada suele desprenderse.

2.3.2. Aceros para usos especiales (Serie 2)

Se trata de aceros aleados o tratados térmicamente para mejorar sus propiedades.

Grupos 1 y 2- Aceros de fácil mecanización y soldadura: Se utilizan para la fabricación de tubos, perfiles y tornillos.

Grupo 3- Aceros magnéticos: Se emplean para la fabricación de motores de bobinado o transformadores.

Grupo 4- Aceros de dilatación térmica: Se usan para la fabricación de piezas de unión entre materiales férricos y no férricos a altas temperaturas.

Grupo 5- Aceros resistentes a la fluencia: Se emplean para la fabricación de refinerías, instalaciones químicas, y elementos sometidos a altas temperaturas.

2.3.3. Aceros resistentes a la oxidación y corrosión (Serie 3)

Son aquellos aceros que aguantan muy bien el desgaste por ambientes húmedos y por agentes químicos a altas temperaturas gracias al aporte de cromo y níquel. Se emplean para fabricar depósitos de agua, cámaras frigoríficas, instrumentos quirúrgicos, y cuberterías.

Grupo 1: Aceros Inoxidables

Estos aceros contienen como mínimo un 10% de cromo, y según los usos que vayan a tener se diferencian varios tipos:

- **Acero inoxidable extrasuave:** Contiene un 13% de cromo y un 0,15% de carbono. Se emplea para la fabricación de elementos de máquinas y cuenta con una resistencia mecánica de 80 kg/mm².
- **Acero inoxidable 16Cr-2Ni:** Contiene un 0,2% de carbono, un 16% de cromo, y un 2% de níquel. Alcanza una resistencia mecánica de 95 kg/mm² y se emplea para la fabricación de álabes de turbinas, ejes de bombas y utensilios de cocina.
- **Acero inoxidable al cromo níquel 18-8:** Contiene un 0,18% de carbono, un 18% de cromo y un 8% de níquel. Alcanza una resistencia mecánica de 60 kg/mm², y se emplea para elementos que estén sometidos hasta una temperatura máxima de 400°C.
- **Acero inoxidable al Cr-Mn:** Está compuesto por un 0,14% de carbono, un 11% de cromo, y un 18% de manganeso. Alcanza una resistencia mecánica de 65 kg/mm², y se emplea en colectores de escape, ya que resiste bien las altas temperaturas.

Grupos 2 y 3: Aceros Resistentes al calor

Se emplean principalmente para piezas sometidas a corrosión y temperatura como los elementos de los motores de explosión, o los hornos.

2.3.4. Aceros para herramientas (Serie 5)

Se trata de aceros aleados que pasan por tratamientos térmicos para obtener ciertas características de tenacidad, dureza y resistencia a la corrosión.

Se subdividen en:

Grupo 1: Acero al carbono para herramientas

Son aquellos aceros que se emplean para la fabricación de herramientas de mecanizado, y que normalmente contienen más de un 0,3% de carbono.

Dentro de este tipo de aceros encontramos:

- **Acero al carbono:** Se suele temprar en agua para obtener las condiciones adecuadas de dureza. Contiene entre un 0,5 y un 1,4% de carbono para

herramientas que necesiten gran tenacidad como martillos., y entre un 0,5 y un 0,7% para herramientas de corte como brocas, o cuchillas.

- **Acero rápido:** Se emplea para herramientas de mecanizado que se trabajen a altas temperaturas. Contiene un 0,75% de carbono, un 18% de wolframio, un 4% de cromo y un 1% de vanadio.
- **Acero indeformable:** Contiene entre un 1 y un 2% de carbono, entre un 5 y un 12% de cromo, o un 1% de manganeso. Pasan por un proceso de temple y revenido sin sufrir apenas deformación.
- **Acero no rápido:** Se emplean para la fabricación de herramientas de corte que no trabajen en condiciones extremas, y se componen principalmente de cromo y wolframio.

Grupos 2, 3 y 4: Acero aleado para herramientas

Las características son similares a las del grupo 1, aunque este tipo de acero se emplea para la fabricación de máquinas herramientas pesadas.

Grupo 5: Acero rápido

Contienen principalmente tungsteno y molibdeno, y en ocasiones vanadio y cromo. Tiene buena resistencia a la temperatura y al desgaste por lo que es usado para operaciones de desbaste y mecanización que no requieran una gran precisión.

2.3.5. Aceros de moldeo (Serie 8)

Son aquellos aceros que contienen un contenido mínimo de carbono para asegurarles cierta maleabilidad, ya que se utilizan para la fabricación de piezas por moldeo, vertiéndolas en moldes de arena, que posteriormente son mecanizadas.

Se puede subdividir en:

Grupo 1: Acero para moldeo: Se trata del típico acero al carbono pero empleado para la fabricación de piezas por moldeo.

Grupo 2: Acero de baja radiación: La norma no especifica claramente las características de este tipo de acero.

Grupo 4: Acero inoxidable para moldeo: Es aquél que posee las mismas características que el típico acero inoxidable pero utilizado en la fabricación por moldeo.

2.4. Características

Las características comunes a prácticamente todos los tipos de aceros son las siguientes:

- **Densidad:** Los aceros tienen una densidad de aproximadamente 7.850 kg/m^3 . Mejora la densidad del hierro, es decir que es menos pesado, pero prácticamente triplica la del aluminio.
- **Conductividad Eléctrica:** Poseen una conductividad eléctrica de aproximadamente $3 \cdot 10^6 \text{ S/m}$. Aunque sea una sexta parte que la del cobre, se utiliza como conductor ya que puede proporcionar resistencia mecánica.
- **Coeficiente de Dilatación (α):** $0,000012 \text{ K}^{-1}$ a $20 \text{ }^\circ\text{C}$. Al tener el mismo coeficiente que el hormigón se pueden combinar para formar hormigón armado, ya que al calentarse no se producen tensiones por calor.
- **Punto de fusión y Punto de ebullición:** El punto de fusión del acero depende del contenido de carbono principalmente, así como del contenido de otros elementos, aunque suele estar entre los $1.400\text{-}1.600 \text{ }^\circ\text{C}$. El punto de ebullición se encuentra sobre los 3.000°C .
- **Magnetizable:** Dado su alto contenido de hierro, una vez se imanta el acero no pierde su imantación hasta que no se le calienta por encima de una determinada temperatura.
- Admite tratamientos térmicos, químicos y mecánicos para mejorar sus propiedades.
- Debido a la facilidad de oxidación del hierro, pueden presentar corrosión con el paso del tiempo hasta incluso llegar a consumir la pieza por completo. Ciertos tratamientos superficiales y aleaciones consiguen mejorar notablemente esta desventaja que presenta el acero.

2.5. Diagrama Hierro-Carbono

Se trata de un diagrama de equilibrio entre el hierro y el carbono. Éste último puede llegar en dicho diagrama a un máximo de 6,67 % en peso, ya que a partir de ese punto el compuesto que se forma se denomina cementita (Fe_3C), y carece de propiedades metálicas. En este diagrama aparecen las transformaciones que sufren los aceros al carbono con la temperatura suponiendo que el proceso se produce lentamente.

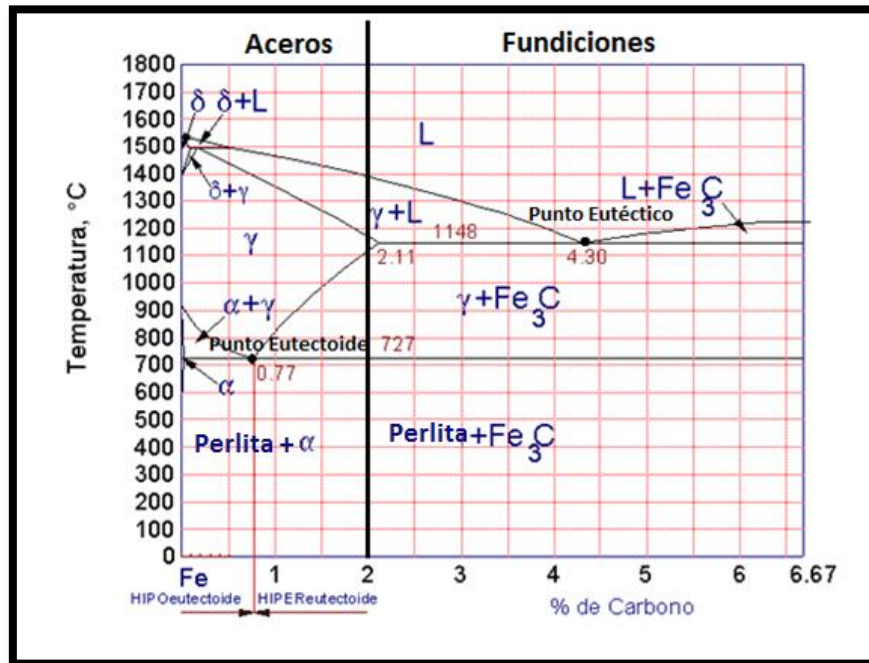


Figura 2.0: Diagrama Fe-C

Como se puede apreciar, el hierro se puede encontrar en cualquiera de sus tres estados, que dependen de la temperatura:

- **Hierro α o Ferrita:** Es el que se encuentra de temperatura ambiente hasta los 788 °C. El sistema cristalino es una red cúbica centrada en el cuerpo (BCC).
- **Hierro γ o Austenita:** Se encuentra entre los 910 y 1400 °C, y presenta una red cúbica centrada en las caras (FCC).
- **Hierro δ :** Se encuentra entre los 1400 y 1539 °C y presenta una red cúbica centrada en el cuerpo (BCC).

A mayores temperaturas, el hierro se encuentra en estado líquido, y según descende se transforma en austenita y posteriormente en perlita (88% de ferrita + 12 % cementita)

La diferencia entre los aceros y las fundiciones se encuentra en el porcentaje de carbono que poseen, y que determina sus propiedades. Por

debajo de un 2% se considera acero, y por encima del 2% se le denomina fundición.

Existen dos puntos particularmente interesantes a tener en cuenta:

- **Punto Eutéctico:** Se trata de aquella mezcla denominada ledeburita para la cual el punto de fusión es mínimo y que se consigue con una composición de hierro de 97,5% y de carbono de 4,3%.
- **Punto Eutectoide:** Se trata de un punto situado en la zona de los aceros, a 723°C y que indica el comienzo de la transformación de la austenita en perlita.

Como según el porcentaje de carbono podemos tener diferentes composiciones, aproximadamente con una concentración de este elemento de 0,77% encontramos el punto eutectoide.

Aquellas composiciones que tengan menos de un 0,77% de carbono se denominan aceros hipoeutectoides, mientras que aquellas que tengan más de un 0,77% y hasta un 2% se denominan aceros hipereutectoides.

Si un acero hipoeutectoide se enfría lentamente desde una temperatura superior a 723 °C, la austenita se transforma en perlita y los cristales de ferrita la rodean.

Sin embargo, si un acero hipereutectoide se enfría lentamente desde una temperatura superior a 723 °C, la cementita tiende a formar pequeños granos en el interior de la austenita, y se mantiene así cuando ésta se transforma en perlita, denominándose cementita proeutectoide.

Por otro lado, cuando la velocidad de enfriamiento es elevada, la estructura interna de los aceros al carbono varía. El diagrama TTT es el que muestra las transformaciones que se producen al enfriar rápidamente.

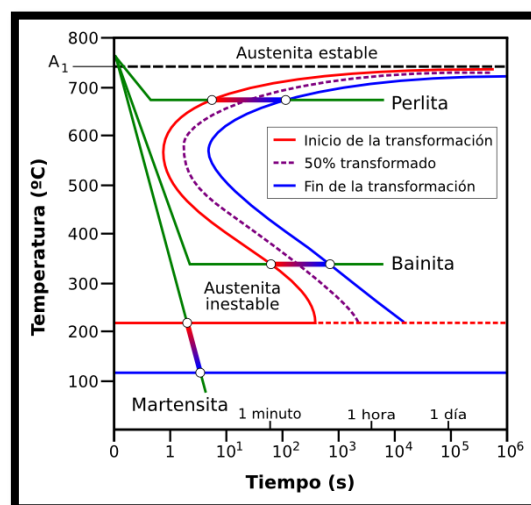


Figura 2.1: Diagrama TTT

En este diagrama se puede observar cómo si se enfría lentamente la austenita se transforma en perlita, tal y como aparecía en el diagrama Fe-C.

Si la austenita se enfría muy rápidamente, desde una temperatura superior a 723°C hasta una temperatura inferior a 100°C , como se realiza en el temple, se obtiene martensita. Esta estructura es más tenaz que los aceros perlíticos, y su dureza y resistencia depende del contenido de carbono.

Sin embargo, si se enfría a una velocidad intermedia, se obtiene la bainita, que es una estructura parecida a la perlita y formada por agujas de ferrita y cementita, lo que le otorga mayor ductilidad y resistencia mecánica.



Universidad
Carlos III de Madrid

Escuela Politécnica Superior



Ingeniería Técnica Industrial Mecánica

ANÁLISIS Y OPTIMIZACIÓN DE COSTES EN UNA PLANTA DE PROCESADO Y PRODUCCIÓN DE ACERO

Capítulo 3

Estado del arte II: Fabricación de acero

3.1. Introducción

La fabricación de acero se puede realizar de diferentes formas y comprende varias etapas:

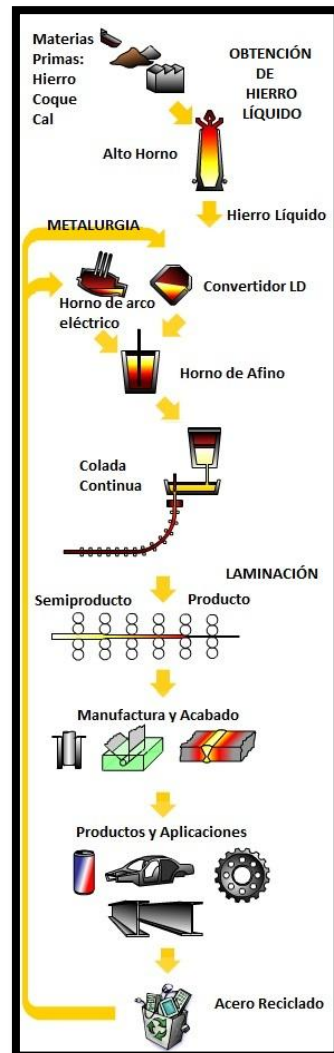


Figura 3.1: Proceso del acero

- **Obtención de hierro líquido:** En los altos hornos se produce hierro líquido empleando mineral de hierro, carbón en forma de coque, y cal. El hierro que se obtiene contiene entre un 4 y un 4,5 % de carbono en peso, por lo que hace que el metal sea demasiado frágil para aplicaciones de ingeniería.
- **Metalurgia:** A día de hoy existen principalmente dos rutas para la fabricación de acero; el Convertidor LD (BOF o *Basic Oxygen Furnace*), que emplea el hierro líquido procedente del alto horno y la chatarra como materias primas, y reduce el contenido de carbono entre el 0,1 y el 1,5 %; y el Horno de arco eléctrico (EAF o *Electric Arc Furnace*), que emplea principalmente la chatarra para la producción de acero, y eventualmente otras materias primas como el arrabio.

La metalurgia secundaria es el punto en el que convergen ambas rutas. Una vez se consigue el acero líquido, éste se envía al Horno de Afino u Horno Cuchara, donde se ajusta la composición y la temperatura.

Posteriormente, en Colada Continua, en función del tipo de producto, se laminan planchones, palanquillas o beam blanks, tochos, etc.

- **Laminación en caliente:** En esta etapa se utilizan los subproductos procedentes de colada continua y se realizan grandes cambios en su forma. Cabe destacar que el acero tras su laminación en caliente puede tratarse de diferentes formas, realizando un laminado en frío, un proceso de forja, estampación, etc. según el tipo de producto que se pretenda obtener. Dado que el acero se emplea en multitud de aplicaciones, la descripción del proceso de fabricación del acero se dará por finalizada con la laminación en caliente.
- **Manufactura y Acabado:** Según el tipo de producto que se quiera obtener, en ocasiones se requieren operaciones extra de acabado de distintos tipos como mecanizado, conformado, tratamiento térmico, tratamiento superficial, uniones o

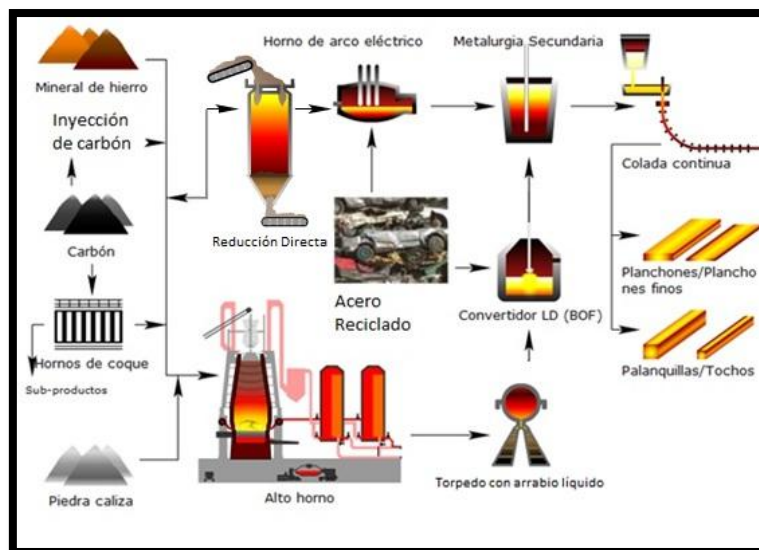


Figura 3.2: Fabricación del acero

Dado que el proyecto se ha llevado a cabo en una planta que cuenta con horno de arco eléctrico, se seguirá dicha ruta para explicar el proceso completo de fabricación de palanquillas en la sección de acería, tratando los siguientes temas:

- Horno EAF
- Horno de Afino
- Colada Continua

3.2. Horno EAF

3.2.1. Introducción

La ruta de fabricación de acero que incluye el uso de horno de arco eléctrico es una de las más empleadas en la actualidad. Se trata de un proceso con gran productividad que aprovecha material reciclado para su elaboración, lo que permite un abaratamiento de costes de producción y por lo tanto, del precio de venta.

En este apartado se va a tratar de dar la información suficiente para el conocimiento de las instalaciones, materias primas, y funcionamiento del horno de arco eléctrico.

3.2.2. Clasificación de la chatarra

La chatarra se puede clasificar según la Norma UNE 36199:1973 en las siguientes calidades:

- **Demolición Industrial:** Chatarra pesada de acero viejo, tuberías, recortes estructurales y chapa de entre 6 y 8 mm. de espesor mínimo, en medidas que no excedan de 1,5x0,6m. Pueden incluir chatarras de vagones pero no desguace de automóviles.
- **Chatarra Nº2:** Acero viejo predominantemente de menos de 3 mm. de espesor en medidas que no excedan 1,5x0,6m. Pueden incluir chatarra de desguace, excluyendo electrodomésticos y carrocerías.
- **Chatarra OA:** Chatarra pesada de acero viejo consistente en recortes estructurales, matricería, maquinaria, ejes de camión, chatarra de hierro colado, bloques de motor, desguace ferroviario y naval en medidas que no excedan de 1,5x0,6m. y con un espesor mayor de 8 mm.



Figura 3.3: Chatarra OA

- **Chatarra de Primera:** Desguaces de conjuntos, estructuras, bastidores, torretas de maquinaria, maquinaria agrícola y chatarra cizallada de espesor 3/6 mm. y con medidas que no excedan de 1,5x0,6m.



Figura 3.4: Chatarra de primera

- **Hierro Colado:** Desguace de maquinaria de fundición con un espesor mínimo de entre 3/6 mm. y en medidas que no excedan de 1,5x0,6m.
- **Embutición Categoría 50 o Recortes:** Recortes de chatarra blanca procedente de líneas de estampación, corte, embutición, etc. Exenta de esmaltes, baños de cromo, estañado, galvanizados, pinturas, aceites y oxidación.



Figura 3.5: Recortes de chapa

- **Chatarra Cizallada:** Chatarra cizallada de chapa galvanizada, pintada o magnética de tamaño máximo 1x1m.
- **Chatarra Fragmentada:** Chatarra ligera y vieja de hierro y acero fragmentada en piezas que casi todas no excedan de 200 mm. en cualquier dirección. Exenta de metales no férreos y materias extrañas (trapos, gomas, etc.).



Figura 3.6: Chatarra fragmentada:

- **Viruta Dulce:** Viruta de acero exenta de virutas no férreas y de colado. Exenta también de óxidos en exceso, escorias, escarpas, cascarilla, polvo de esmeril, tierra y excesiva cantidad de aceite y taladrina.
- **Viruta Colado:** Exenta de virutas no férreas y de acero, también de óxidos en exceso, escorias, escarpas, cascarilla, polvo de esmeril y excesiva cantidad de aceite y taladrina.



Figura 3.7: Viruta:

- **Paquete N52 E:** Paquete de chapa nueva, exenta de chapa pintada, galvanizada, magnética e incinerada, con un tamaño máximo de 800x600x600mm.
- **Paquete Estañado:** Paquete de chapa de botes o chapa galvanizada o estañada con un tamaño máximo de 800x600x600mm.
- **Paquete Viejo:** Chatarra empaquetada de tamaño máximo 800x600x600 procedente de coches sin preparar, electrodomésticos, calderas, paneles de tejado con aislante, enteros o cizallados. Contiene chapa galvanizada, pintada, magnética o alambre. Se trata de un material que se debería rechazar para que pase antes por una fragmentadora, pero operativamente no siempre es posible.



Figura 3.8: Paquetes

- **Arrabio Negro:** Chatarra procedente de la primera fusión de alto horno, con un 4% de carbono aproximadamente. Se admite hasta un 2% de arena y escoria. Con un tamaño máximo de 600x600x200mm.



Figura 3.9: Arrabio

- **Oxicorte:** Recortes y piezas de chapa gruesa predominantemente mayor de 3 mm. de espesor en medidas que no excedan de 1,5x0,6m.



Figura 3.10: Oxicorte

- **Chatarra Estañada:** Recortes de chatarra nueva que están cromados, esmaltados, estañados o pintados.

- **Incinerada Fragmentada:** Chatarra procedente de la incineración y fragmentación de chatarra vieja de acero fino, con un grosor inferior a 6 mm.



Figura 3.11: Chatarra incinerada fragmentada

- **Botes Reciclados:** Chatarra procedente de la recuperación de botes utilizados de acero fino.
- **Chatarra 3A:** Chatarra vieja de acero con grosor superior a 6mm. sin exceder 1,5x0,5x0,5m. Se excluyen chatarras de carrocerías de vehículos y ruedas de vehículos ligeros.
- **Ruedas:** Chatarra procedente de las ruedas, y en algunos casos puede incluir ballestas de material ferroviario.
- **Paquete Nº1:** Paquete de desguaces de conjuntos, estructuras, bastidores, botes, torretas, maquinaria, maquinaria agrícola, etc. Con un espesor entre 3/6mm. y con medidas que no excedan de 1,5x0,6m.



Figura 3.12: Paquetes Nº1

3.2.3. Sistemas de transporte de chatarra y acero líquido

Las cestas y las cucharas son elementos con un cierto parecido tanto físicamente como operacionalmente ya que realizan funciones similares.

Las cestas se encargan de trasladar la chatarra desde el parque hasta el horno eléctrico, mientras que las cucharas transportan el acero líquido del horno de arco eléctrico al horno de afino, y posteriormente a colada continua.

Ambas tienen forma cilíndrica, permanecen abiertas en la parte superior durante la carga de chatarra y acero, y disponen de unos bulones en las paredes laterales que permiten su sujeción y desplazamiento mediante los yugos de los puentes grúa.

Las cestas poseen además un pequeño yugo del cual salen dos cadenas que van ancladas a las dos mitades de la base semiesférica. De esta forma, mediante la elevación de un pequeño gancho auxiliar que tira del yugo se produce la apertura de la cesta encima del horno.

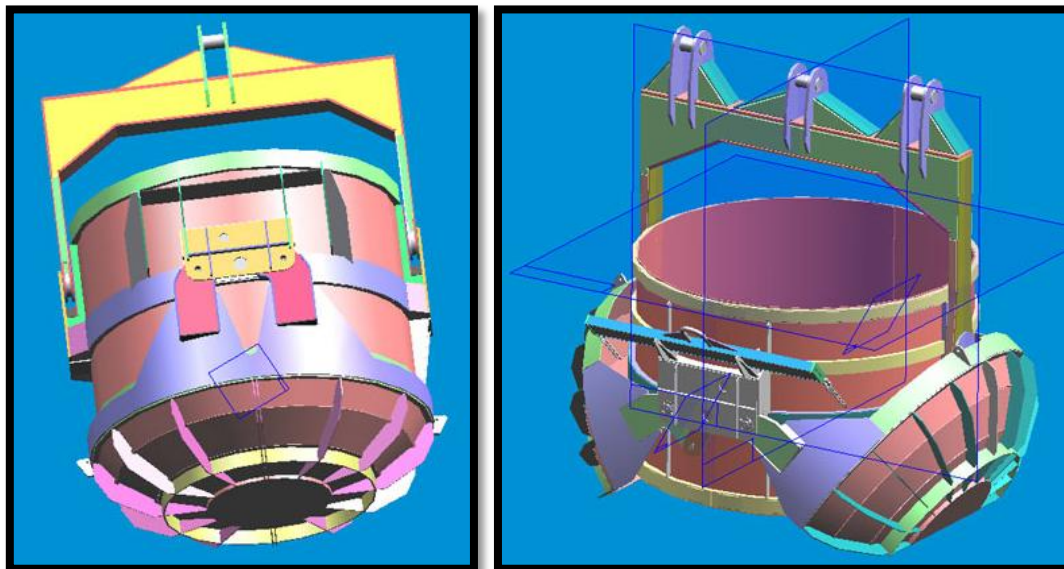


Figura 3.13: Cestas

Las cucharas, ya que transportan acero líquido, se encuentran forradas internamente de ladrillo refractario con alto punto de fusión. En la base disponen de dos agujeros colocados excéntricamente. Uno de ellos sirve para colar el acero, con un mecanismo compuesto de buza, placa fija, y placa móvil, que mediante un pistón hidráulico puede abrir o cerrar el conducto. Y el otro sirve para colocar el tapón poroso por el que se introduce el argón durante el afino por medio de un latiguillo. Para proteger las juntas normalmente se colocan los denominados porta-buzas y porta-argón, que consisten en cajones macizos de material refractario sobre los que se alojan la buza y el tapón poroso.

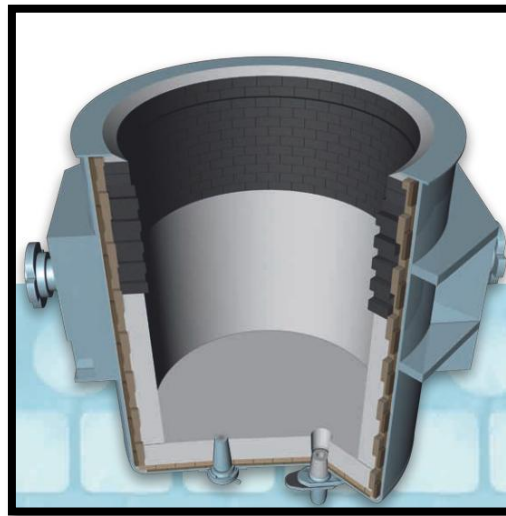


Figura 3.14: Cuchara

3.2.4. Características y partes de los hornos de arco eléctrico

Los hornos convencionales han ido sufriendo modificaciones a lo largo de los años para llegar a lo que hoy conocemos, pasando de utilizar combustibles vegetales a energía eléctrica por medio de electrodos para realizar la fusión.

Los tres tipos principales de horno de arco eléctrico son:

- **Arco Indirecto:** Se trata de un horno que sitúa los electrodos por encima del baño en posición horizontal, de tal forma que el calentamiento se realiza de forma indirecta.
- **Arco Directo con corriente continua:** En este tipo de horno se produce el arco entre el electrodo superior y uno situado en la parte inferior del horno, de tal forma que el calentamiento se produce tanto por radiación como por el efecto Joule del paso de la corriente por el baño de acero.

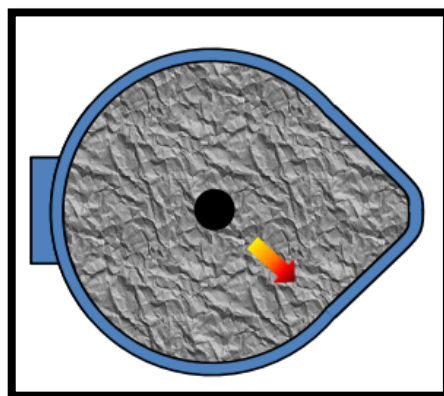


Figura 3.15: Horno de fusión de corriente continua

- **Arco Directo con corriente alterna:** Es el más común, y se va a analizar con más detalle por ser el horno existente en la planta en la que se ha realizado el proyecto. Este tipo de horno cuenta de tres electrodos o fases situados en la parte superior del horno que calientan el baño de acero tanto por radiación como por el efecto Joule al pasar la corriente por el propio baño.

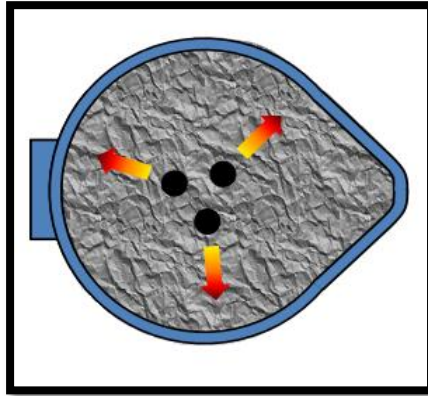


Figura 3.16: Horno de fusión de corriente alterna

3.2.4.1. Sistema Eléctrico

El sistema eléctrico es la parte principal de los hornos de arco eléctrico ya que es la base sobre la que trabajan.

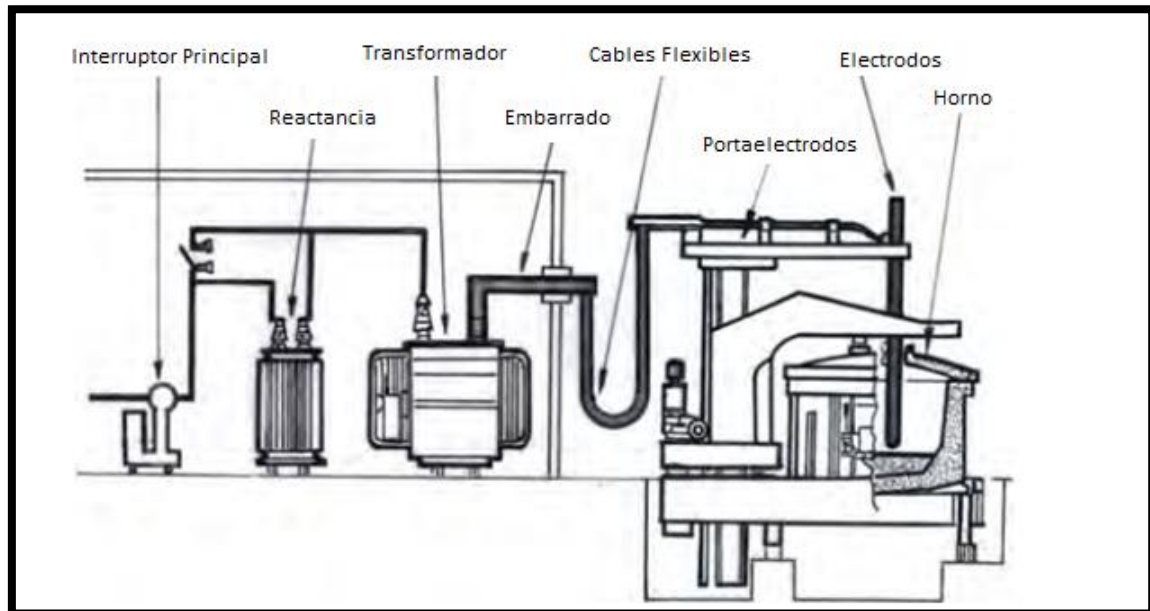


Figura 3.17: Sistema eléctrico de los EAF

El interruptor principal permite la entrada de corriente de los transformadores de la subestación al transformador del horno.

La reactancia se encarga de absorber los picos de tensión e intensidad de la red eléctrica por medio de bobinas o condensadores que aumentan la impedancia del circuito y garantizan una marcha estable del arco eléctrico.

El transformador se encarga de reducir la tensión de entrada en una tensión de salida determinada. Ésta última se ajusta mediante un selector mecánico denominado tap, que se encarga de seleccionar un número determinado de espiras del devanado secundario.

El embarrado es el cuadro eléctrico que hace de punto de unión entre el transformador y los cables flexibles.

Los cables flexibles son unos conductores de cobre para transmitir la corriente a los brazos portaelectrodos que externamente están protegidos por unos tubos refrigerados por agua para atenuar las altas temperaturas a las que se ven expuestos y evitar riesgo de incendios. Es imprescindible que admitan una cierta flexión para poder seguir el recorrido de la bóveda durante su apertura.

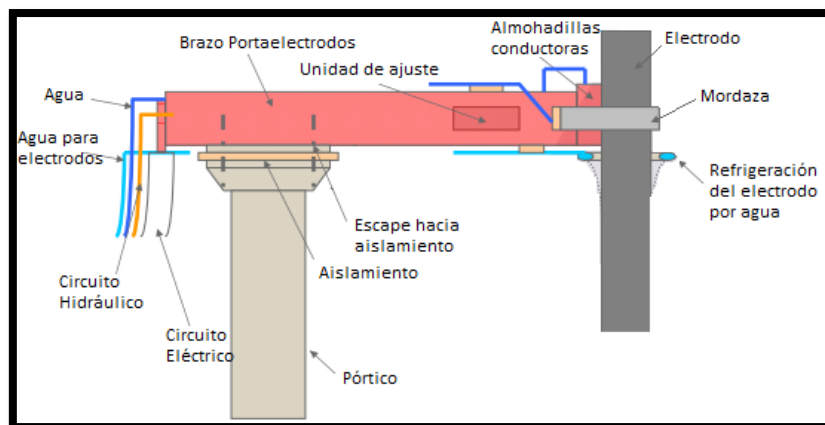


Figura 3.18: Brazos portaelectrodos

Los brazos portaelectrodos son las vigas metálicas que se alargan desde el pórtico hasta los electrodos y por las que se transmite la corriente. Contienen una serie de manqueras de agua para refrigerar las mordazas que sujetan los electrodos, y otras de agua de rociado para refrigerarlos y reducir su oxidación. También disponen de un circuito hidráulico para abrir o cerrar las mordazas, de una unidad de ajuste que controla la intensidad en función de la impedancia del circuito y de unas almohadillas conductoras que se encargan de transmitir la corriente desde los brazos hasta los electrodos.

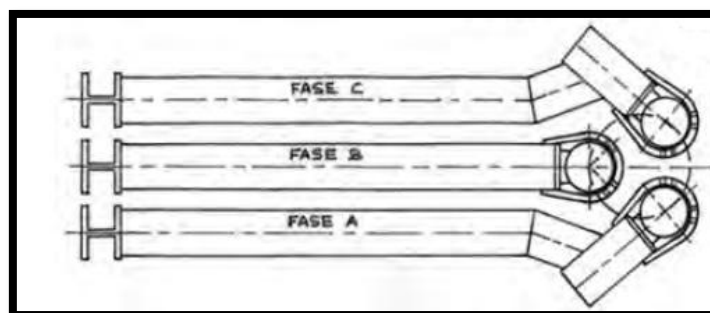


Figura 3.19: Brazos portaelectrodos II

Los electrodos son unos cilindros de grafito que permiten la formación de arcos eléctricos entre sus extremos y la chatarra. Están constituidos por dos

piezas de 2,5 metros cada una y una punta que se unen mediante nipples (piezas de roscadas de grafito con forma bicónica) y tienen un diámetro de unos 600 mm.



Figura 3.20: Detalle de nipple en electrodo

Cada electrodo está conectado al transformador a través de un cable flexible y un brazo portaelectrodos diferente, actuando cada uno como una fase del sistema trifásico de corriente alterna.

3.2.4.2. Horno

El horno consta de varias partes, siendo la cuba, la cuba refrigerada y la bóveda las que contienen el acero.

- **Cuba:** Es la parte inferior del horno y consiste en un recipiente semiesférico de chapa gruesa forrado interiormente de material refractario.

Dentro de la cuba, en el fondo del horno se disponen tres filas de ladrillo refractario básico (MgCO_3 y CaCO_3), de unos 500 mm. de grosor y una capa de magnesita en polvo. En las paredes se coloca un ladrillo de seguridad (más delicado) de alta alúmina y un ladrillo de trabajo, más grueso, ya que será el que esté en contacto permanente con el acero, del mismo material que el ladrillo del fondo.

Este ladrillo refractario podría ser ácido o básico indistintamente ya que ambos tienen un alto punto de fusión. Sin embargo, la necesidad de eliminar el fósforo del acero (con cal) para que no perjudique la resistencia de las vigas hace imprescindible el uso de refractario básico

La zona que más sufre es la línea de escoria, que coincide con la superficie del baño, ya que es donde se produce un fuerte ataque tanto térmico como químico, con reacciones de oxidación-reducción, por lo que para proteger el ladrillo se realizan operaciones de *gunitado* cada cierto número de coladas.

El gunitado consiste en la proyección de una mezcla de material refractario en polvo, material sintético que hace que se pegue a las paredes, y agua a presión.



Figura 3.21: Gunitadora

Excéntricamente en la suela del horno se encuentra la buza, que consiste en un cilindro formado por piezas de material refractario por las que se cuela el acero del horno a la cuchara. Las juntas se protegen con masa refractaria y el hueco del cilindro con magnesita en polvo que caerá cuando se abra el mecanismo de apertura/cierre situado debajo de la cuba denominado tajadera.

Esta forma de evacuar el acero se ha ido modificando a lo largo de los años, ya que en un primer momento no existía la buza en el fondo del horno sino que se vaciaba mediante piqueta en uno de los extremos.

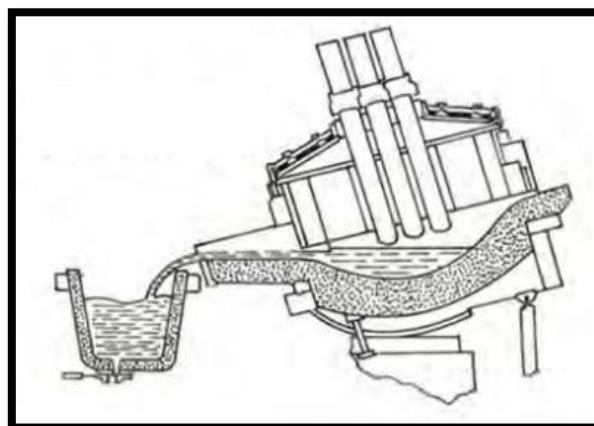


Figura 3.22: Horno de piqueta

En los hornos modernos de arco eléctrico existen dos configuraciones distintas para la disposición de la buza: OBT y EBT. En el primero, el orificio se sitúa de forma excéntrica en una cuba con forma ovalada mientras que en

el segundo, una cuba con forma de plato hondo aloja en uno de los extremos a la buza.

Ambos tienen sus ventajas y desventajas: En un horno EBT se puede visualizar el orificio de la buza cada vez que se realiza el vuelco y limpiarlo sin problemas si fuera necesario. En uno OBT se considera que la buza está limpia si al abrir la tajadera cae la magnesita de forma fluida, y es complicado realizar la limpieza. Sin embargo, un horno EBT puede presentar problemas de solidificación de acero en la zona de la buza debida a la diferencia de temperaturas con el baño, mientras que en un horno OBT la temperatura es más homogénea en todo el fluido.

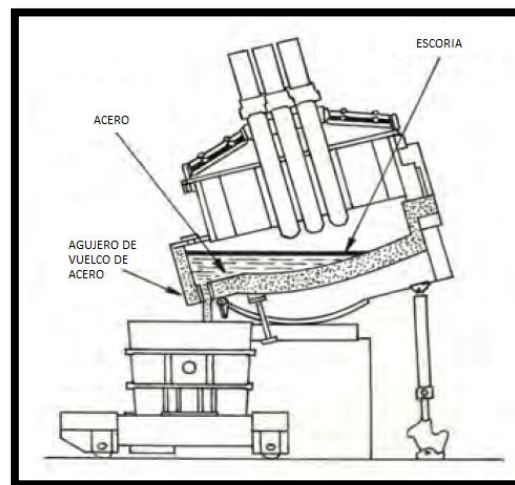


Figura 3.23: Horno EBT

En la parte más alta de la cuba, entre ésta y la cuba refrigerada se encuentra la puerta de desescoriado, accionada mediante un pistón hidráulico y que se abre para permitir la entrada del manipulador de oxígeno, del tomamuestras, o desescoriar la colada antes de volcar.

- **Sistema Hidráulico:** Es la base del horno de arco eléctrico. Está formado por dos grandes pistones hidráulicos que inclinan hacia un lado u otro el horno para desescoriar (-6°) y para volcar el acero a la cuchara (22°), unos calces de seguridad que se bloquean durante la fusión, y un sistema de cremallera que engrana una serie de dientes.
- **Cuba Refrigerada:** Se trata de la pared cilíndrica del horno que no está en contacto con el acero. Está constituida por un cuerpo metálico y paneles de acero o cobre refrigerados por agua (pailas) que la sujetan. Las de acero tienen mayor resistencia a los impactos y se sueldan mejor, y las de cobre conducen mejor el calor y admiten mayores temperaturas. Por este motivo, es útil contar con pailas mixtas acero-cobre, donde la parte más expuesta a los golpes (superior) sea de acero, y la parte más expuesta a las altas temperaturas sea de cobre (inferior).

Algunos de los paneles sirven de cubierta de los mecheros. La disposición, el número y el caudal de los mismos puede variar de un horno a otro. En nuestro caso, el horno cuenta con tres mecheros situados entre las fases con caudales de entre 1.200 y 2.000 m³ de oxígeno y con entradas auxiliares de carbón.

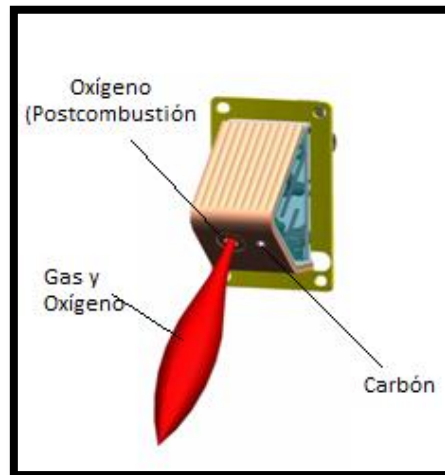


Figura 3.24: Mechero

Antiguamente se utilizaba ladrillo refractario en lugar de paneles refrigerados. Sin embargo, dado que son fácilmente oxidables y frágiles a la humedad, la convección de los gases durante la fusión, el contacto con la atmósfera en las aperturas y cierres de bóveda, y cualquier pequeña fuga de agua los consumían mucho antes de lo esperado.

- **Bóveda:** Consiste en una armadura metálica revestida inferiormente de una serie de tubos refrigerados o pailas, y una bovedilla interior con tres agujeros sobre los que se alojarán con una cierta holgura los electrodos.

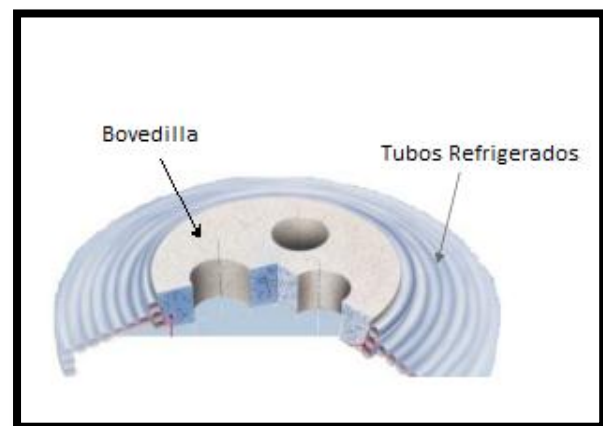


Figura 3.25: Bovedilla

También contiene un cuarto agujero sobre el que se coloca un codo rodeado de tuberías refrigeradas por el que se realiza la extracción de humos. Este codo a su vez conecta con un sistema de tuberías refrigeradas externamente que arrastran los humos hasta unos enfriadores que transforman las posibles impurezas en polvo.

- **Pórtico:** Es la estructura que abre y cierra la bóveda del horno, además de constar de tres columnas que sujetan y mueven los electrodos permitiendo la elevación y el descenso de los mismos. Entre los brazos portaelectrodos y el pórtico existe un sistema de aislamiento que evita posibles fugas de corriente.

Para realizar la carga de chatarra en el horno la bóveda tiene que pivotar sobre el pórtico. El orden de apertura sería: Elevación de las columnas de los electrodos por encima de la cuba refrigerada, elevación de la bóveda, y giro.

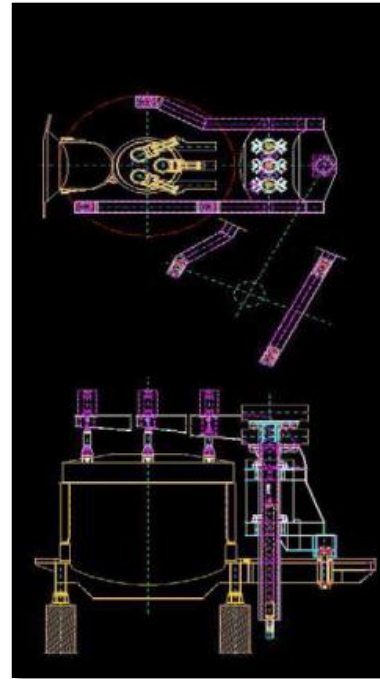
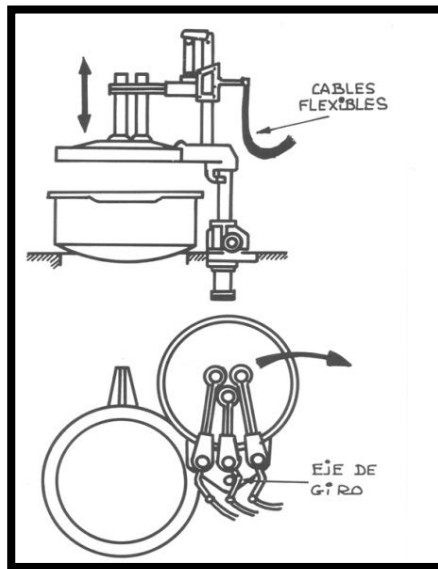


Figura 3.26: Pórtico y brazos portaelectrodos

- **Plataforma:** Se trata de una base “móvil” que aloja al horno y al pórtico. La estructura se apoya sobre un sistema de cremallera que permite la inclinación de la plataforma hacia ambos lados gracias al sistema hidráulico. Cuando se realiza el desescoriado o el vuelco, toda la estructura (plataforma, horno y pórtico) se inclina conjuntamente.

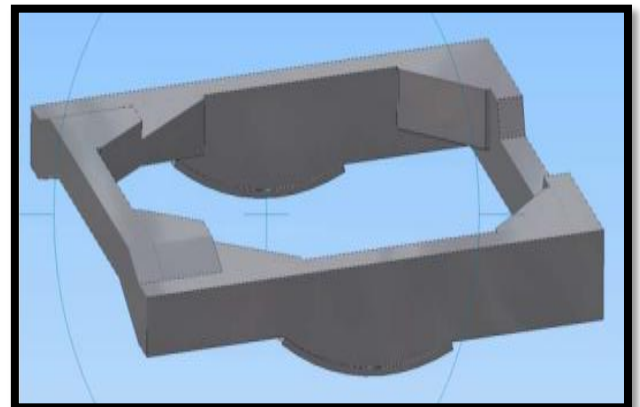


Figura 3.27: Plataforma

3.2.5. Proceso de fusión

3.2.5.1. Fusión por arco eléctrico

La base de la fabricación en el horno de arco eléctrico es la fusión de chatarra por medio de corriente eléctrica.

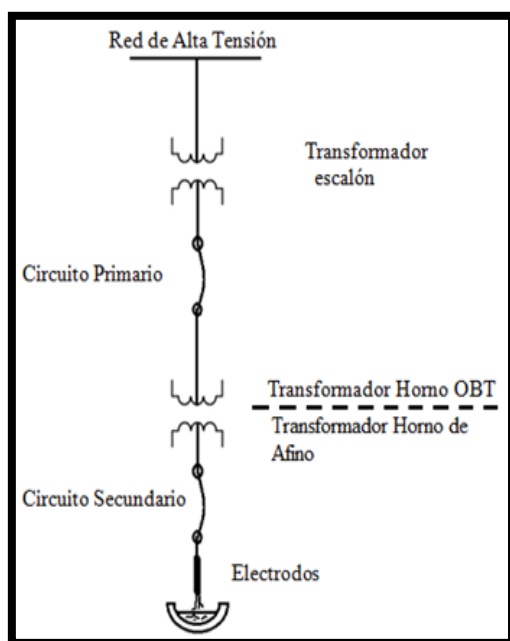


Figura 3.28: Esquema eléctrico de la planta

La energía llega a las fábricas a través de redes de alta tensión (220.000V). Cada fábrica cuenta con una subestación con al menos tres transformadores que reducen la tensión de 220.000 V a 30.000 V y conectan con el horno OBT, con el horno de afino, y con el resto de servicios auxiliares de la planta.

Posteriormente, ya en la sección de acería, la corriente llega al transformador del horno OBT o del afino con una tensión máxima salida de 1.000 y 700 V respectivamente, lo que implica una tensión máxima por fase de 580 V en el horno y 400 V en el afino.

Los transformadores funcionan gracias a una diferencia de potencial que hace pasar una fuerza electromotriz por el devanado primario, de tal forma que las variaciones de intensidad y el sentido de la corriente crean un campo magnético que depende de la frecuencia y origina una fuerza electromotriz en el devanado secundario.

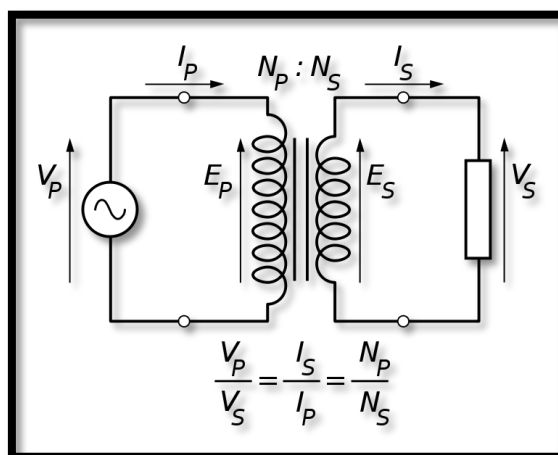


Figura 3.29: Esquema transformador

Como la relación entre el número de espiras entre el primario y el secundario es la misma que entre la tensión de entrada y la tensión de salida, sabemos que:

$$\frac{N_p}{N_s} = \frac{V_p}{V_s} = \frac{220.000}{30.000} \rightarrow N_p = 7,3 N_s = 1$$

$$\frac{N_p}{N_s} = \frac{V_p}{V_s} = \frac{30.000}{1000} \rightarrow N_p = 30 N_s = 1$$

$$\frac{N_p}{N_s} = \frac{V_p}{V_s} = \frac{30.000}{700} \rightarrow N_p = 42,85 N_s = 1$$

En los transformadores de la subestación, la relación es de 1 espira en el devanado secundario por cada 8 espiras en el devanado primario, en el transformador del horno OBT, la relación es de una espira en el devanado secundario por cada 30 espiras en el primario, y en el del horno de afino es de 1 espira en el secundario por cada 43 espiras en el primario para conseguir la relación de tensión deseada.

Como comentamos anteriormente, el principio del horno OBT se basa en el salto de la corriente en forma de arco eléctrico entre los electrodos y la chatarra de manera que se aproveche el calor generado para fundirla. No obstante, la fusión se produce por radiación del arco, por efecto Joule de la corriente en el baño, por convección forzada de los gases (mecheros), por la oxidación del baño (reacciones exotérmicas), y por conducción (cuando hay acero líquido en el horno y chatarra sin fundir).

El fenómeno descubierto por Humphry Davy de arco eléctrico es el concepto sobre el que trabaja este tipo de hornos. Para ello, se transmite corriente a los electrodos por medio de los brazos y las mordazas, y se hacen descender hasta que toquen la chatarra. En cuanto al menos dos electrodos estén en contacto con la chatarra, la corriente se transmitirá a través de la misma y pasará al otro electrodo. Si progresivamente se elevan las columnas de grafito se generará un arco de gran intensidad capaz de llegar a fundir la chatarra.

La intensidad de trabajo se regula automáticamente mediante un sistema que trabaja con unos set points colocados en los brazos portaelectrodos (unidad de ajuste) que aleja y acerca los electrodos de la chatarra en función de la altura del arco, ya que es lo que determina la impedancia del circuito.

Según la Ley de Ohm, en cada fase:

$$I = \frac{V}{Z}$$

Cuanto mayor sea la distancia entre el electrodo y la chatarra, mayor oposición encontrarán los electrones a su paso, es decir, existirá una mayor resistencia en el circuito. Observando la Ley de Ohm, cuanto mayor sea la impedancia del circuito, menor intensidad podrá circular, y viceversa.

La tensión del circuito se ajusta gracias a una serie de taps (selectores mecánicos de las derivaciones de los bobinados del transformador) que permiten seleccionar valores concretos de tensión de salida.

Una consideración que hay que tener en cuenta es que no es posible superar la potencia máxima del transformador, por lo que la intensidad, que depende de la distancia electrodo-chatarra, y la tensión, que depende del tap escogido, tienen que compensarse mutuamente.

Estudiando una de las tres fases, la potencia sería:

$$P = VI \cos \phi$$

La tensión y la intensidad pueden irse aumentando hasta un cierto valor determinado por el transformador, y por encima del cual, si se quiere seguir elevando una de las dos magnitudes, hay que reducir la otra.

Para controlar los niveles de tensión e intensidad que ingresa en el horno durante todo el proceso de manera sencilla, se establecen programas de fusión que se controlan vía informática, en los que se especifican los taps que se tienen que ir seleccionando en cada momento. Estos programas vienen definidos por el fabricante del sistema de regulación de electrodos, y le corresponde a cada acería ajustarlo como crea conveniente. Un ejemplo de programas lo muestra la tabla siguiente:

Tabla 3.0: Programas eléctricos

Programa	Variables	Pasos									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Tap	7	7	6	4	3	2	2	4	6	6
	Energía [kWh/Tm]	30	60	80	100	120	140	260	280	290	600
2	Tap	7	7	5	4	3	2	4	5	6	7
	Energía [kWh/Tm]	15	25	35	40	45	180	240	280	360	600
3	Tap	7	7	5	4	7	9	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	15	60	110	240	325	410	465	490	750	900
4	Tap	8	7	5	4	3	2	6	9	10	10
	Energía [kWh/Tm]	15	25	35	50	60	170	250	475	500	600

5	Tap	9	8	6	5	6	7	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	15	60	120	200	270	300	450	475	500	600
6	Tap	9	8	6	5	6	7	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	15	60	120	200	310	410	465	490	750	900
7	Tap	9	9	8	8	9	9	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	20	50	120	200	280	360	450	475	500	600
8	Tap	9	9	8	8	9	9	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	20	60	120	200	320	360	450	475	500	600
9	Tap	9	9	8	7	9	9	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	20	60	120	200	310	420	465	495	600	900
10	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	50	120	200	290	360	400	475	500	600
11	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	120	200	300	360	400	475	500	600
12	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	120	200	400	420	450	465	600	900
13	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	40	200	400	420	500	600	750	900
14	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	40	200	400	420	450	465	600	900
15	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	40	200	400	420	450	465	600	900

Para que un tap cambie, el programa ha de detectar que tiene que cambiar de paso, y esto se consigue estableciendo un máximo de kWh que puede consumir el transformador en cada uno de ellos. Como es lógico, dado que la energía se mide en kWh/Tm, cuanto mayor sea la cantidad de chatarra cargada en el horno, mayor será la energía eléctrica que habrá que introducir, y por tanto más tiempo permanecerá en cada paso.

Como hemos dicho, cada acería es responsable de ajustar y optimizar los programas en función de la práctica operacional y las características del horno. Por lo tanto, una vez que se han estudiado y probado los distintos programas, normalmente se sigue la misma secuencia en cada colada, a no ser que se den infundidos en el horno por una chatarra más gruesa o con inertes, fugas en las pailas por rebotes del arco eléctrico, primeras coladas tras un período de inactividad, etc.

Las etapas de fusión en el horno de arco eléctrico comienzan y finalizan tras la carga de cada cesta, y se denominan: Penetración, fusión, y calentamiento.

1. Comienzo o Penetración

Etapa en la que los electrodos se encuentran con la chatarra. En esta fase se genera un arco corto de alta intensidad ya que la distancia entre los electrodos y la chatarra es muy pequeña.

El objetivo es penetrar rápidamente dentro de la chatarra para encontrar estabilidad dentro del horno y alejar el arco de la bóveda para evitar en la medida de lo posible el riesgo de fugas en las pailas. El tiempo será mayor o menor en función del grosor de la chatarra, y de la cantidad de materiales no metálicos con distinto punto de fusión.

2. Fusión

En esta etapa los electrodos tienen ya cierta estabilidad dentro del horno, por lo que se puede comenzar con el proceso de fusión propiamente dicho.

Interesa aumentar la tensión para alargar el arco eléctrico lo máximo posible y de esta forma evitar posibles golpes de la chatarra contra los electrodos según se va agrandando el agujero.

Al elegir taps eléctricos más bajos la tensión aumenta, y por motivos de capacidad del transformador, para mantener la potencia máxima la intensidad tiene que disminuir, con lo que se consigue aumentar la longitud del arco.

3. Calentamiento

Esta etapa podría subdividirse en dos partes: La etapa de afino, que consiste en la oxidación del baño para descarburar y desfosforar, y la etapa de calentamiento, en la que se trata de introducir la energía eléctrica necesaria para alcanzar la temperatura de vuelco deseada.

Cuando la colada se encuentra en esta fase la mayor parte de la chatarra se ha fundido, por lo que es aconsejable reducir el arco lo máximo posible para evitar dañar las pailas y el refractario, y minimizar las pérdidas de energía. Por estos motivos se suelen seleccionar taps más altos para reducir la tensión en favor de una intensidad más alta y por tanto un arco más pequeño.

Normalmente la etapa de calentamiento se realiza en la tercera cesta, siendo durante la primera y segunda cestas apenas inexistente. Esto se debe a una cuestión de ahorro de energía y protección del revestimiento interior del horno.

Cuando se realiza la fusión de la primera o segunda cesta se intenta no llegar a fundir toda la chatarra para no realizar un consumo excesivo de

energía. De esta forma, en lugar de continuar calentando se recarga el horno con la siguiente cesta para empezar con la etapa de penetración y fusión nuevamente y así poder utilizar parte de la energía empleada en esta cesta en la fusión de la anterior. Simultáneamente, por conducción parte del acero líquido ayuda a la fusión de la siguiente cesta.

Por otro lado, en las dos primeras cestas no se dispone de una capa aislante (escoria) que proteja el arco del electrodo durante la etapa de fusión por lo que realizar la recarga permite evitar daños en el revestimiento y las pailas, y la utilización de taps más bajos con mayor tensión.

La escoria es una capa que cubre la superficie del baño y la protege térmicamente, además de ayudar a proteger el arco eléctrico. Está formada por óxidos ya presentes en la chatarra o generados durante la fusión que por su menor densidad flotan por encima del baño.

En el horno la escoria está presente principalmente durante la fusión de la tercera cesta, ya que es en el momento en el que se tiene suficiente acero líquido como para poder realizar la inyección de oxígeno en el baño con una solubilidad adecuada, además de evitar roturas en el manipulador de oxígeno. Sin embargo, lo que le otorga la capacidad de proteger el arco eléctrico es la reacción de carbón en polvo y oxígeno de tal forma que las burbujas atrapadas en la escoria consiguen espumarla.

Por otro lado, debido a que la escoria está formada por óxidos tiene una acidez que ataca al refractario básico del horno. Por este motivo, y para conseguir la desfosforación del baño se añade cal, que permite controlar la basicidad de la misma.

Hay que tener en cuenta que la energía eléctrica no se reparte uniformemente en el horno. Hay ciertas zonas donde tiene mayor incidencia y otras donde es menor, por lo que la velocidad de fusión no es igual en todo el horno.

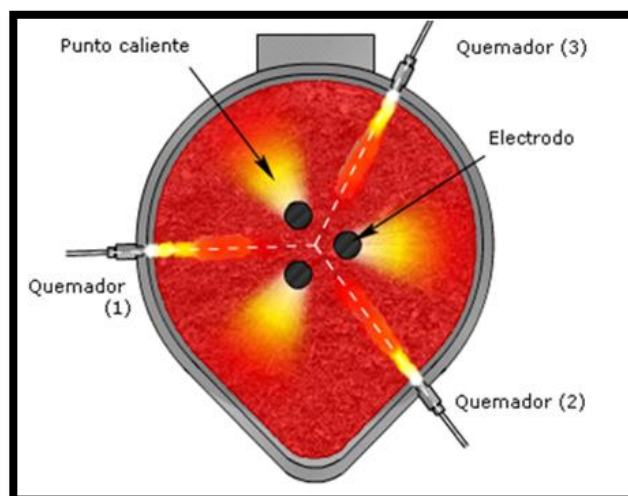


Figura3.30: Posición de los mecheros

El arco es más fuerte frente a cada electrodo o fase, por lo que estos son los puntos más calientes, mientras que las zonas entre electrodos son las zonas más frías. Para contrarrestar este efecto el horno cuenta con tres mecheros combi (de gas y oxígeno) que apuntan a las zonas frías con intención de ayudar a fundir esta chatarra.

No obstante, debido a que trabajan realizando la convección forzada de los gases con la chatarra, pierden efectividad a medida que se va fundiendo. Cuando la chatarra se vacía en el horno a temperatura ambiente, los mecheros generan una reacción de gases calientes que por convección aumentan la temperatura de la misma. Sin embargo cuando la temperatura en el horno supera la temperatura de trabajo de los mecheros, es decir, a partir de la fusión, el intercambio de temperatura entre los mecheros y la chatarra es nula, por lo que éstos dejan de ser efectivos, aunque ayudan a mantener la temperatura del interior.

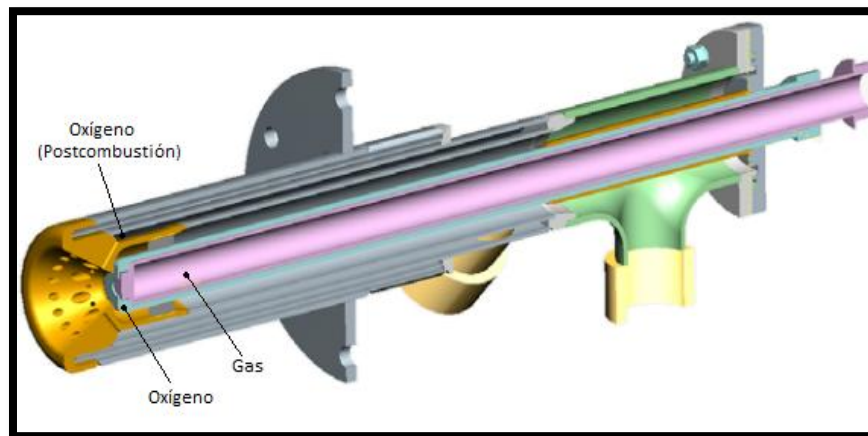


Figura 3.31: Detalle mechero

3.2.5.2. Objetivos e influencia de elementos

Para la obtención de acero, los objetivos fundamentales son:

- Controlar dentro de unos márgenes aquellos elementos que influyen en las propiedades finales. Principalmente el Carbono (C), el Silicio (Si), el Manganeseo (Mn), el Fósforo (P), el Azufre (S), el Niobio (Nb), el Vanadio (V) y el Titanio (Ti).
- Eliminar en la medida de lo posible las impurezas no deseables como el Cobre (Cu), el Estaño (Sn), el Níquel (Ni), el Cromo (Cr), y gases como el Hidrógeno (H_2), el Oxígeno (O_2), y el Nitrógeno (N_2) en forma de gas o en la escoria.

Cada elemento tiene una influencia determinada en el acero que le proporciona ciertas características:

Carbono (C): Se trata del elemento más importante a controlar, ya que es el que se encuentra en mayor cantidad después del Hierro en el acero. Formador

de ferrita y perlita, el carbón aumenta la *resistencia*, el *límite elástico* y la *dureza*, y disminuye la *ductilidad* y *maleabilidad*.

Silicio (Si): Aumenta la *resistencia* en aceros bajos en carbono, y puede actuar como desoxidante en el proceso de fabricación de acero.

Manganeso (Mn): Aumenta la *resistencia*, la *templabilidad*, la *resistencia al desgaste*, y elimina la *fragilidad* en caliente originada por el azufre, ya que evita la formación de sulfuros de hierro.

Fósforo (P): Aunque aumenta la *resistencia a la corrosión*, y mejora la *maquinabilidad*, se considera un elemento perjudicial, ya que disminuye la *ductilidad* y la *resiliencia*.

Azufre (S): Se considera un elemento perjudicial dentro del acero, ya que, aunque mejora la *maquinabilidad*, aumenta la *fragilidad*, y puede dar lugar a la formación de sulfuros que provocan rotos al laminar.

Niobio (Nb): Se trata de un estabilizador del acero, que evita la formación de carburo de cromo y se emplea para aceros inoxidables.

Vanadio (V): Aumenta la *resiliencia*, la *resistencia a la fatiga*, y la *dureza* y ayuda a la formación de grano pequeño. Se puede utilizar en lugar del niobio para aceros inoxidables.

Titanio (Ti): Al igual que el Niobio se trata de un estabilizador del acero, que evita la formación de carburo de cromo y se emplea para aceros inoxidables.

Cobre (Cu): Aumenta la *resistencia a la corrosión* de los aceros, aunque debe controlarse para evitar problemas de resistencia en el tren de laminación.

Estaño (Sn): Al igual que el cobre, aumenta la *resistencia a la corrosión*, pero debe controlarse la cantidad en los aceros.

Níquel (Ni): Es un formador de austenita, que aumenta la *resistencia a la corrosión*, y la *tenacidad*, y la *resiliencia* tras los tratamientos térmicos.

Cromo (Cr): Es un formador de ferrita, que aumenta la profundidad de endurecimiento. También aumenta la *resistencia a la tracción* a altas temperaturas, y mejora la *templabilidad*. Se emplea en aceros inoxidables.

Hidrógeno (H₂): Provoca la formación de poros y grietas.

Oxígeno (O₂): Contribuye a la formación de inclusiones no metálicas (escorias) y de poros.

Nitrógeno (N₂): Provoca la formación de nitruros, y reduce la cantidad de níquel en los aceros inoxidables. En altas cantidades afecta a las propiedades mecánicas del acero negativamente.

3.2.5.3. Elementos y reacciones químicas en el horno

Los elementos que aparecen en el proceso de obtención de acero son muy variados, aunque normalmente se controlan los más típicos. Estos elementos proceden de la chatarra, de las adiciones, y del refractario del horno.

Las adiciones se clasifican según el momento en el que se agreguen:

1. Durante el proceso de fusión: Son aquellos elementos que reaccionan dentro del horno OBT, como el Oxígeno, el Carbón, y la Cal normal y la Cal dolomítica.

2. Durante el vuelco: Son aquellos elementos que se agregan una vez que se ha vaciado el acero en la cuchara, y que sirven para prepararlo para el afino metalúrgico, como el Ferro-Silicio, el Silico-Manganeso, la Cal, el Espato, y en ocasiones el Carbón.

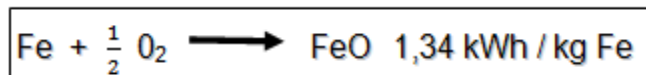
Estas adiciones tienen siempre una finalidad concreta, como conseguir ciertas cantidades de un determinado elemento cuyos máximos están establecidos por una Norma UNE, obtener un tipo de escoria concreto, facilitar los procesos de oxidación, desoxidación, desfosforación y desulfuración, etc.

3.2.5.3.1. Durante el Proceso de Fusión

Hierro (Fe)

El mineral de hierro es el elemento principal para la fabricación de acero, y está compuesto de aproximadamente entre un 97-98 % de este elemento. Procede de la chatarra o de la reducción del mineral de hierro, del que se obtiene arrabio. Con un punto de fusión en torno a 1.800 °C, el hierro se funde por radiación del arco eléctrico y el efecto Joule.

Tras la inyección de oxígeno para la descarburación del baño, parte del hierro se oxida y pasa a la escoria, proporcionando 1,34KWh por kg de hierro:



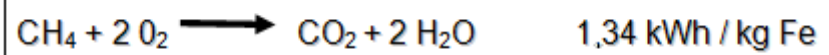
Oxígeno (O), Hidrógeno (H) y Nitrógeno

Es importante controlar la cantidad de estos elementos en el baño de acero a menos que se disponga de una desgasificadora de vacío que permita eliminarlos casi al completo ya que son los principales responsables de la aparición de poros, grietas y rotos en los beam blanks.

El Oxígeno se introduce en el horno por medio de dos vías principalmente:

- **Mecheros combi (gas y oxígeno):** Cuyo fin consiste en provocar la reacción entre el oxígeno y el gas para proporcionar energía en forma de calor, y así poder ayudar a fundir la chatarra situada en las zonas frías.

La reacción es exotérmica y proporciona 1,34kWh por kg de hierro:



Es decir, que según el balance estequiométrico, se necesita el doble de oxígeno para quemar cada metro cúbico de gas.

Además se pueden utilizar durante la tercera cesta para oxidar el baño si están diseñados con un caudal nominal que produzca un flujo de oxígeno con suficiente presión como para penetrar el baño. En este caso se utiliza un sistema de acanaladuras dispuestas radialmente por las que se puede introducir únicamente caudal de oxígeno.

- **Manipulador:** Se trata de una lanza de oxígeno colocada sobre un brazo robotizado que se introduce por la puerta de desescoriado para oxidar el baño de acero. Con esto se consigue:
 - a. La descarburación y desfosforación del baño durante la tercera cesta si se introduce la lanza en el acero.
 - b. La formación de escoria espumosa si la lanza oxida carbón en la superficie del baño.
 - c. Energía extra: Se trata de la energía química que se produce en las reacciones de oxidación de los elementos que aparecen en la mezcla al oxidar el baño.

Los elementos, como ya hemos dicho, cuando se oxidan van a parar a la escoria por decantación ya que al tener menor densidad flotan.

Los compuestos principales que van a parar a la escoria tras la oxidación son:

- FeO, de la oxidación del hierro (de la chatarra y arrabio)
- SiO₂, de la oxidación del silicio (de la chatarra-no metal)
- MnO, de la oxidación del manganeso (de la chatarra-no metal)
- MgO, de la oxidación del magnesio (de la chatarra-no metal)
- P₂O₅, de la oxidación del fósforo (de la chatarra-impureza)
- Al₂O₃, de la oxidación del aluminio (de la chatarra)
- CO (g) y CO₂ (g), de la oxidación del carbono

Además, están presentes en la misma: CaO (cal normal), y MgO (procedente del desgaste de refractarios, de la cal dolomítica y de la magnesita que se utiliza para gunitar el horno en caliente o reparar la línea de escoria, la suela y la media caña en frío).

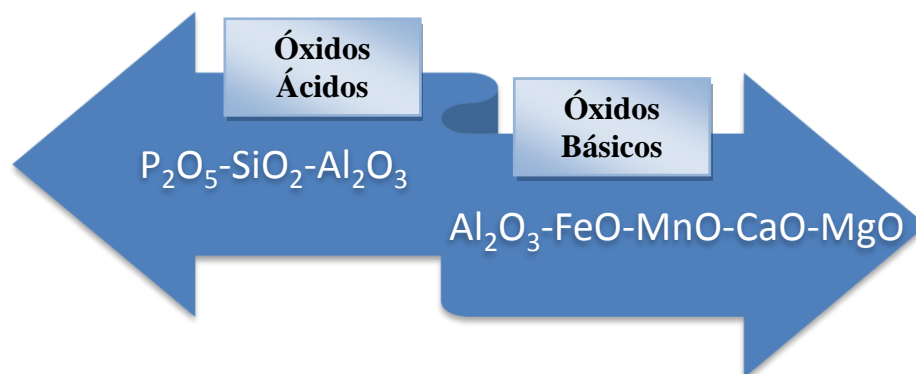


Figura 3.32: Óxidos ácidos y básicos

Los óxidos ácidos, es decir, aquellos que tienden a adquirir carga negativa o aniones de oxígeno los forman los tres primeros, mientras el grupo de óxidos básicos, que tiende a ceder electrones o aniones de oxígeno lo forman los de la derecha. La alúmina aparece en ambas clasificaciones ya que puede actuar como ácido o base en función de si el medio es básico o ácido respectivamente.

Todos los elementos no son igual de afines al oxígeno, esto quiere decir que unos reaccionarán antes que otros en presencia de este elemento. No obstante, esta afinidad varía según aumenta la temperatura en el horno.

El Diagrama de Ellingham muestra el cambio de energía libre asociada a las reacciones de oxidación de los metales, y permite visualizar cómo la temperatura y la composición de una atmósfera gaseosa afecta a la estabilidad de óxidos metálicos a presión constante.

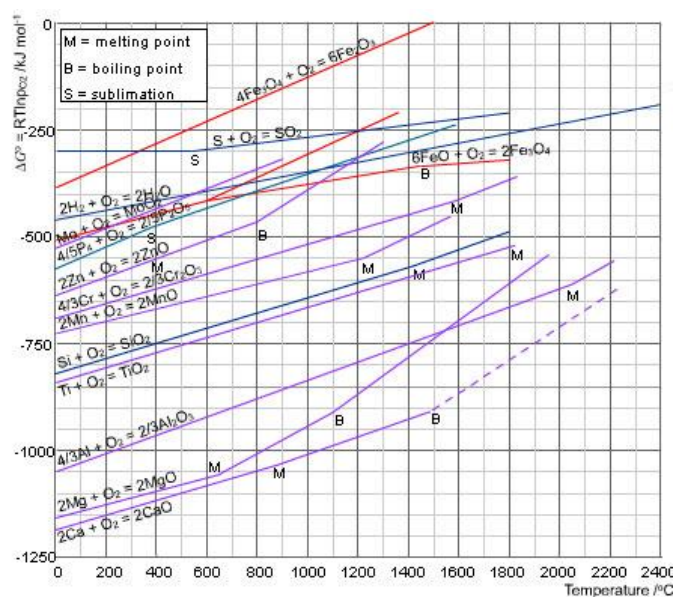


Figura 3.33 Diagrama de Ellingham

Según el diagrama, podemos establecer una tabla con los elementos que se van oxidando para una misma temperatura y así determinar qué cantidad de cada elemento se va perdiendo en la escoria en forma de óxido.

Tabla 3.1: Afinidad de los elementos con el oxígeno

Temperatura (°C)	Afinidad con el Oxígeno
0	Ca > Mg > Al > Si > Mn > Cr > P > Fe > S
200	Ca > Mg > Al > Si > Mn > Cr > P > Fe > S
400	Ca > Mg > Al > Si > Mn > Cr > P > Fe > S
600	Ca > Mg > Al > Si > Mn > Cr > P > Fe > S
800	Ca > Mg > Al > Si > Mn > Cr > Fe > P > S > Fe
1000	Ca > Mg > Al > Si > Mn > Cr > Fe > P > S
1200	Ca > Mg > Al > Si > Mn > Cr > Fe > P > S
1400	Ca > Mg > Al > Si > Mn > Cr > Fe > P > S
1600	Ca > Mg > Al > Si > Mn > Cr > Fe > P > S

La conclusión obtenida es que para temperaturas de hasta 700 °C, los elementos que tienen mayor afinidad con el oxígeno (Ca, Mg, Al, Si, Mn, Cr, P) se oxidan antes que el hierro, por lo que al oxidar el baño se reducen esos elementos progresivamente sin que lo haga el hierro.

Para temperaturas superiores a los 700 °C la oxidación de los elementos es prácticamente la misma salvo que a partir de este momento, si se pretende eliminar el fósforo, el azufre, o elementos como el cobre o el níquel por oxidación, una parte del hierro se oxidaría aumentando la merma. No obstante, como veremos después, agregando carbón a la escoria podríamos recuperar parte del hierro, aunque en la práctica interesaría no sobreoxidar para reducir el consumo innecesario de carbón.

Por tanto, dada la dificultad de eliminar los elementos perjudiciales del baño de acero tanto por causas físicas como económicas se hace imprescindible controlarlos antes de cargar al horno, en el parque de chatarra mediante su clasificación y/o separación.

El Hidrógeno es otro elemento permanentemente presente en el acero, que puede ser perjudicial si la concentración es superior a 5 ppm (partes por millón). Depende de la humedad de la chatarra, del ambiente, y de los aditivos, así como de posibles fugas de agua durante el proceso.

Otra de las cuestiones que se barajan para explicar el contenido de hidrógeno en las coladas se basa en un deficiente o ineficaz calentamiento de los tundish, ya que su interior se forra con una especie de masa húmeda con base de magnesita.

También se ha comprobado experimentalmente que al aumentar la velocidad de colada o el contenido de manganeso, la concentración de hidrógeno en las barras aumenta.

El Nitrógeno, formador de nitruros y por tanto generador de picados en las barras es otro elemento a controlar. Se trata de un gas inerte, que en estado molecular puede utilizarse sin problemas, y de hecho se usa, al igual que el argón, para proteger el chorro de colada de la oxidación o provocar el movimiento del acero en el horno de afino.

No obstante, si el nitrógeno se disocia, ya sea por su paso cerca del arco eléctrico o por oxidación directa, puede entrar a formar parte del baño. Además, si el oxígeno que se emplea para la oxidación del baño es de baja pureza, suele contener mayor cantidad de nitrógeno que inevitablemente irá a parar al acero.

Carbono (C)

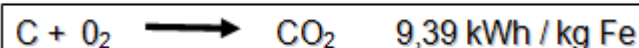
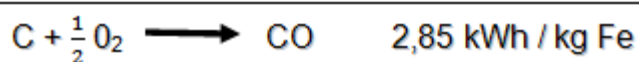
El Carbono es un elemento que procede o bien de la chatarra, o bien en forma de arrabio, o bien como adición en el horno.

Teniendo en cuenta que cuanto mayor sea la cantidad de carbono presente en el acero más cantidad de oxígeno es necesario inyectar, lo ideal sería introducir carbón en cantidades exactas para lograr una determinada composición y así evitar el consumo de oxígeno. Sin embargo, la energía que liberan las reacciones de oxidación minimiza la energía eléctrica a introducir para conseguir la fusión de la chatarra, con lo que se reduce el coste eléctrico.

La experiencia a lo largo de los años ha demostrado que lo ideal es introducir cestas con chatarra cuyo contenido de carbono sea algo mayor a lo requerido. De esta forma, al realizar la descarburación se consigue un aporte extra de energía que reduce el consumo eléctrico. Si por algún motivo, la chatarra trajera un contenido de carbono menor a lo requerido, se suele añadir en pequeñas cantidades.

Como ya se ha tratado, durante el proceso de fusión de la tercera cesta se añade carbón espumante a la superficie del baño para que al introducir el manipulador en la escoria, las burbujas de la reacción formen *escoria espumosa*, aunque para que la escoria espume adecuadamente se necesita una adecuada viscosidad.

Las reacciones que se producen son exotérmicas y liberan energía:



El carbón espumante realiza otra función de forma involuntaria: La desoxidación del óxido de hierro de la escoria. Teniendo en cuenta que el

carbono es más afín al oxígeno que el hierro, cuando se vierte carbón sobre la escoria, y ésta contiene FeO, se produce la siguiente reacción:



De esta forma se aumenta el rendimiento y se reduce parte de la merma de la colada.

Cal Normal y Cal Dolomítica

La Cal normal (CaO) y la Cal Dolomítica (CaCO₃, MgO, MgCO₃) contribuyen a equilibrar la basicidad de la escoria, a atrapar impurezas como el fósforo o el azufre y a adecuar la viscosidad de la escoria.

Para que una escoria pueda considerarse básica y no ataque al refractario, el factor de escorificación IB tiene que ser mayor que uno. Cuanto más básica sea una escoria, tendrá menor viscosidad, pero mayor espesor, lo que se traduce en dificultad de movimiento de las partículas. Pero además, al ser más pequeño el intervalo de solidificación, las sustancias presentes en la escoria se mantienen menos tiempo en estado semilíquido, es decir, que solidifican con facilidad. Esto conlleva a un aumento de partículas solidificadas en la superficie del baño, y por tanto a un aumento de la viscosidad finalmente.

El factor de escorificación tiene en cuenta los principales óxidos ácidos y básicos presentes en la escoria, y por ello se establecen dos formulaciones distintas:

IB₁ se emplea para simplificar el cálculo. Utiliza el óxido y la base más importantes de la escoria, obviando los demás por considerar que aparecerán en pequeñas cantidades.

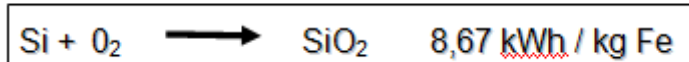
$$\text{IB}_1 = \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} \approx 2$$

IB₂ es más completo que el anterior, y tiene en cuenta los óxidos y las bases más comunes de la escoria.

$$\text{IB}_2 = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} \approx 2$$

La alúmina, aunque sea capaz de actuar como ácido o base, en los hornos de arco eléctrico con revestimiento de refractario básico siempre actúa como ácido.

La reacción de oxidación del Silicio que se da durante el proceso de fusión es diferente a la que se produce durante el vuelco o en el horno de afino. En este caso al oxidar el silicio procedente de la chatarra (material no metálico, como la tierra) en la última cesta de la colada, pasa a la escoria liberando energía, según la siguiente reacción:



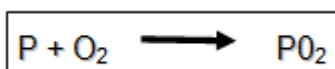
Por otro lado, últimamente se ha comenzado a utilizar cal dolomítica, procedente de la oxidación de dolomía $\text{CaMg}(\text{CO}_3)$, que debido a su contenido rico en magnesio es capaz de saturar la escoria hasta conseguir un índice básico de escorificación con menor cantidad que la cal normal. Por este motivo, y debido al elevado precio de la cal dolomítica, se busca un compromiso entre ambas calidades, de tal forma que se consiga equilibrar la basicidad con la menor cantidad de cal total y al menor coste posible.

Fósforo (P)

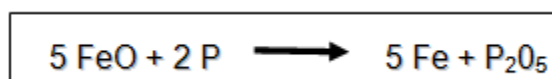
El Fósforo, al igual que el Azufre, el Níquel o el Cobre, es un elemento perjudicial que procede de la chatarra, y cuyo principal inconveniente es la reducción de la ductilidad y la resistencia al impacto de las vigas.

Conviene saber que no puede ser eliminada una concentración de fósforo de más de un 20-50 %, por lo que en la reducción de este elemento es imprescindible controlar la chatarra que se carga.

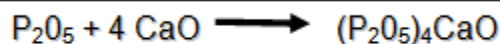
Según el diagrama de Ellingham y teniendo en cuenta las temperaturas a las que llega el horno (por encima de 1.600°C), por afinidad, llega un momento que reacciona mayor cantidad de hierro que fósforo con el oxígeno. No obstante, una parte del fósforo sí se oxida y pasa a la escoria según la siguiente reacción:



Aún así, en la práctica normalmente también se producen reacciones de reducción del óxido de hierro gracias al fósforo que consumen energía, con el siguiente balance estequiométrico:



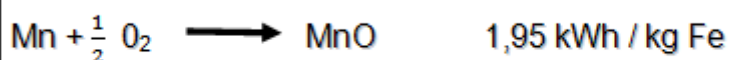
Pero, al igual que le sucede al FeO , el P_2O_5 es un óxido muy inestable, por lo que el fósforo tiene mucha facilidad para volver al baño de acero. Gracias a su combinación con un óxido estable como la cal (CaO) se garantiza su fijación a la escoria, para finalmente ser eliminado durante el desescoriado.



Cabe destacar que si por algún motivo pasase una pequeña cantidad de escoria a la cuchara y no tuviera la concentración de cal necesaria, al disminuir ligeramente la temperatura en el afino, el fósforo podría revertir nuevamente en el acero.

Manganeso

Se trata de un elemento no metálico que procede de la chatarra. Al oxidar el baño pasa a la escoria según la siguiente reacción exotérmica:



A pesar de que este elemento no se agrega durante el proceso de fusión, es necesario tener una cierta cantidad de manganeso para conferir resistencia al desgaste al acero. Asimismo, se considera aconsejable mantener una relación $\text{Mn/Si} = 3$ para que no haya problemas en el tren de laminación debido a la fragilidad de las barras.

Otros

Hay que tener en cuenta que dado que esta ruta del acero implica un reciclado de material, la chatarra puede llegar a contener todo tipo de elementos que es necesario clasificar o eliminar para no tener achatarrar coladas enteras.

Los elementos perjudiciales más comunes que se suelen encontrar son: estaño, níquel, cobre, plomo, titanio, y cromo.

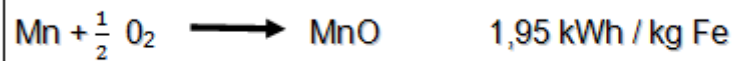
3.2.5.3.2. Durante el Vuelco

Mientras se vuelca el acero líquido del horno a la cuchara se aprovecha para realizar la preparación para el afino mediante la adición de materiales: carbón, FeSi, SiMn, espato y cal.

En función de la concentración de oxígeno en el baño se debe añadir carbón u otros desoxidantes (Si, Mn, Ca, Al). Normalmente se suele añadir carbón primero y posteriormente las ferroaleaciones.

Es decir, tras desoxidar con carbón si la situación lo requiere, las ferroaleaciones que se añaden se encargan tanto de finalizar la desoxidación (aunque en la práctica siempre queda oxígeno sin reaccionar) como de participar en la obtención de las cantidades requeridas en el afino.

Al final del vuelco, con unas 90 Tm coladas se añaden las adiciones de Ferro-Silicio (FeSi) y Silico-Manganeso (SiMn). La siguiente reacción muestra la oxidación del manganeso.



El silicio es tan potente que puede incluso reducir el óxido de hierro presente (si se vuelca cierta cantidad de escoria a la cuchara).



No obstante, la cantidad de ferroaleaciones que se agrega durante el vuelco son producto de un proceso empírico a lo largo de los años cuyo objetivo ha sido el de añadir la cantidad suficiente para desoxidar el baño si fuera necesario y contar con un excedente para comenzar a afinar el acero.

3.3. Horno de Afino

3.3.1. Introducción

Este proceso comienza una vez termina el vuelco del horno, y trata de ajustar la composición y temperatura del acero para llevarlo a colada continua en las condiciones adecuadas.

Las partes de un horno de afino son:

- **Carro portacucharas:** Se trata de una base móvil que transporta la cuchara desde donde la deposita la grúa hasta debajo de la bóveda.
- **Cuchara:** Elemento de almacenamiento de acero visto anteriormente que hace la función de base del horno. En el horno de afino se conecta el latiguillo que introduce argón por el tapón poroso para producir una corriente circular en el interior de la cuchara.
- **Bóveda:** Similar a la del horno OBT, y consistente en un conjunto de tubos refrigerados y una bovedilla de hormigón en el centro en la que existen tres agujeros por los que se introducen los electrodos. También dispone de un orificio para la salida de gases y de otro para la adición de materiales.
- **Electrodos y Portaelectrodos:** El sistema funciona de la misma manera que en el horno OBT. De un transformador pasa la corriente hasta un embarrado situado en la pared de una cabina, para posteriormente atravesar los cables flexibles, los brazos portaelectrodos, y los electrodos. Cada uno de ellos cuenta con un diámetro de 400 mm. y se mueve independientemente en función del tap elegido.

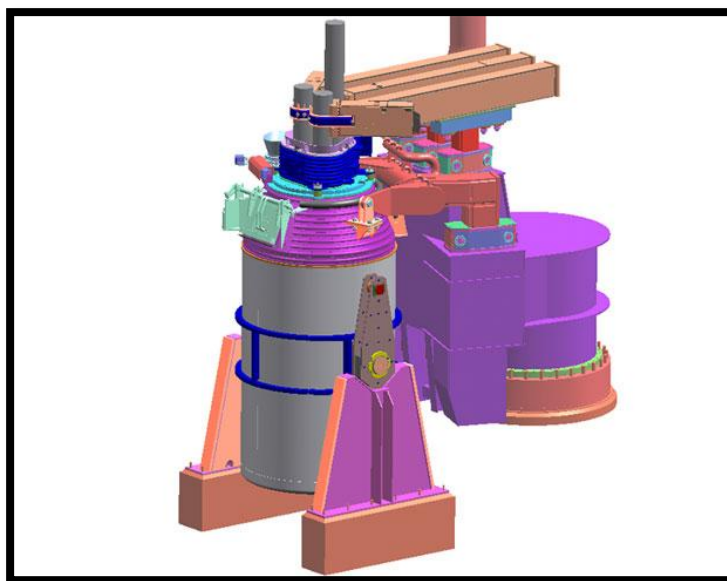


Figura 3.34: Horno de afino

3.3.2. Desoxidación

Durante el calentamiento de la cuchara en el afino es muy importante que haya circulación del acero líquido para lograr el intercambio y reacción entre elementos del baño y escoria, lo que se consigue con un flujo de argón desde el fondo de la cuchara hacia la superficie.

En la cuchara se encuentran dos fases distintas: El acero líquido (Fe, C, Si, Mn, P, S, Sn, Cr, O, H, N, etc.), y los óxidos que forman la escoria (CaO, SiO₂, MnO, MgO, FeO, P₂O₅, Al₂O₃, etc.) en la superficie, debido a su menor densidad.

La escoria que llega al afino procede de parte de la escoria negra que inevitablemente pasa a la cuchara en el vuelco, y de los óxidos formados a partir de las reacciones de desoxidación del acero en la cuchara por la adición de carbón y ferroaleaciones.

Estos elementos realizan una doble función: La desoxidación directa e indirecta, y la obtención de unas determinadas cantidades óptimas en el acero que, además de cumplir la norma (ver Anexo II), garantizan unas adecuadas propiedades mecánicas y minimizan los problemas de colabilidad y laminación.

Continuando con la desoxidación, la reacción más importante de reducción quizás sea la que permite recuperar parte del hierro perdido en la escoria, aunque la cantidad es mínima ya que se debe evitar el paso de escoria a la cuchara:



No obstante, como desoxidante, aunque es menos potente, también se utiliza el carbón:



Tanto el aluminio como el silicio son tan potentes que logran también desoxidar el MnO, el P₂O₅, y otros elementos.



Por eso al agregar SiMn o FeSi, el P_2O_5 de la escoria negra arrastrada del horno OBT que pasa inevitablemente durante el vuelco a la cuchara, pierde su O durante la desoxidación en el afino, entrando nuevamente en el baño de acero. No obstante, si se ha desescoriado adecuadamente eliminando la mayor parte de la escoria en el horno OBT, y se ha volcado evitando vaciar el horno completamente (por los restos de escoria), la cantidad de fósforo que puede revertir al baño en el afino es mínima y no supone un problema.



Hay que tener en cuenta que mientras exista óxido de hierro (FeO) en la escoria, el silicio en el baño de acero continuará descendiendo a lo largo del tiempo hasta que se mantenga estable tras la desoxidación total de la misma. Por este motivo se agrega cal a la cuchara en el vuelco, para compensar el SiO_2 que va apareciendo.

3.3.3. Desulfuración

El siguiente paso en el afino es la desulfuración. Para ello es necesario utilizar un agente formador de sulfuros, como la cal o el manganeso.

Para desulfurar es necesario garantizar antes:

- La desoxidación completa del acero y la escoria. En un proceso real se observa controlando el color de la escoria, ya que un color blanquecino indica un bajo nivel de FeO, y realizando muestreos del acero para comprobar si el silicio se mantiene estable.
- Una temperatura alta, mayor de $1.580\text{ }^{\circ}\text{C}$, ya que a altas temperaturas aumenta la fluidez y con ella la reactividad de la escoria.
- Efectividad en el intercambio de elementos en la interfase escoria-acero garantizado por la fluidez de la escoria. Los compuestos fluidificantes que pueden conseguirlo son el MnO, el FeO, el SiO_2 , la alúmina y el espato.

Los primeros son los óxidos típicos procedentes de la cuchara: el MnO depende de la cantidad que se oxide durante el vuelco, que es pequeña, el FeO no debería de llegar al afino si se ha realizado el desescoriado correctamente, el SiO_2 aunque está presente en la escoria del horno de afino, se compensa con cal, por lo que no fluidifica la escoria lo suficiente.

De entre los otros dos productos, la alúmina es el que tiene el precio más alto, por lo que se intenta evitar. Es decir, que normalmente se agrega espato, en una cantidad del orden del 20% de la cal para no fluidificar

demasiado y manteniendo el caudal de argón suficientemente alto (sin que se produzcan fluctuaciones muy grandes en la superficie de la cuchara).

- Índice de basicidad suficientemente alto (relación entre cal y sílice de aproximadamente 2). Es importante mantener una relación CaO/SiO_2 alta, ya que una escoria con concentraciones más altas de CaO puede contener una mayor relación de partición de azufre L_s (hasta cierto punto de saturación) y por lo tanto es más eficaz en la eliminación del mismo.

La concentración de azufre en equilibrio $[\%S]_{\text{equ}}$ para una determinada escoria está dada por:

$$[\%S]_{\text{equ}} = [\%S]_0 \cdot \frac{\left(\frac{1}{L_s} \cdot \frac{W_m}{W_s}\right)}{1 + \left(\frac{1}{L_s} \cdot \frac{W_m}{W_s}\right)}$$

donde:

$[\%S]_0$ = concentración de azufre inicial en %

W_s = peso de la escoria en kg

W_m = peso del metal en kg

L_s = partición del azufre entre la escoria y el acero

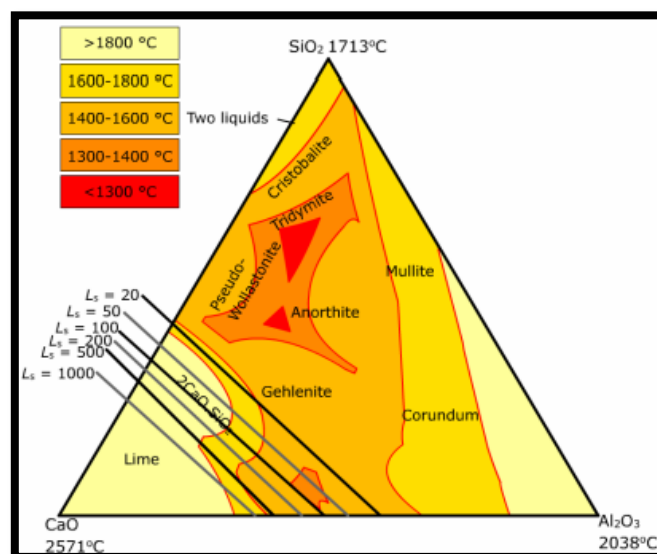


Figura 3.35: Valores L_s para el sistema ternario Al_2O_3 -CaO- SiO_2 a 1.600 °C

El valor de L_s está determinado por una compleja función de la composición de la escoria que depende de los compuestos del diagrama anterior y de la temperatura.

Para minimizar la cantidad y costo de los aditivos de escoria utilizados, se requiere un alto valor de L_s , una baja concentración de oxígeno, y una alta temperatura (en torno a 1.600 °C)

La cantidad de cal que se adiciona en el horno de afino en función de la cantidad de FeSi y SiMn total (entre vuelco y afino) para mantener un factor de escorificación en torno a dos es la siguiente:

Tabla 3.2: Cantidad de cal en función de FeSi y SiMn

FeSi Total	0	50	100	150	200	250	300	350	400	450	500	550	600	650	700	750	800
SiMn Total																	
600	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	130	290	450	610	770	930	1090
650	0	0	0	0	0	0	0	0	0	10	170	330	490	650	810	970	1130
700	0	0	0	0	0	0	0	0	0	40	200	370	530	690	850	1010	1170
750	0	0	0	0	0	0	0	0	0	80	240	400	560	730	890	1050	1210
800	0	0	0	0	0	0	0	0	0	120	280	440	600	760	920	1090	1250
850	0	0	0	0	0	0	0	0	0	160	320	480	640	800	960	1120	1280
900	0	0	0	0	0	0	0	0	40	200	360	520	680	840	1000	1160	1320
950	0	0	0	0	0	0	0	0	80	240	400	560	720	880	1040	1200	1360
1000	0	0	0	0	0	0	0	0	110	280	440	600	760	920	1080	1240	1400
1050	0	0	0	0	0	0	0	0	150	320	470	640	800	960	1120	1280	1440
1100	0	0	0	0	0	0	0	30	190	360	510	670	830	1000	1160	1320	1480
1150	0	0	0	0	0	0	0	70	230	400	550	710	870	1030	1190	1360	1520
1200	0	0	0	0	0	0	0	110	270	440	590	750	910	1070	1230	1390	1550
1250	0	0	0	0	0	0	0	150	310	470	630	790	950	1110	1270	1430	1590
1300	0	0	0	0	0	0	20	190	350	510	670	830	990	1150	1310	1470	1630
1350	0	0	0	0	0	0	60	220	380	550	710	870	1030	1190	1350	1510	1670
1400	0	0	0	0	0	0	100	260	420	590	740	910	1070	1230	1390	1550	1710
1450	0	0	0	0	0	0	140	300	460	630	780	940	1100	1270	1430	1590	1750
1500	0	0	0	0	0	20	180	340	500	670	820	980	1140	1300	1460	1620	1780
1550	0	0	0	0	0	60	220	380	540	710	860	1020	1180	1340	1500	1660	1820
1600	0	0	0	0	0	100	260	420	580	740	900	1060	1220	1380	1540	1700	1860
1650	0	0	0	0	0	130	290	460	620	780	940	1100	1260	1420	1580	1740	1900
1700	0	0	0	0	10	170	330	490	650	820	980	1140	1300	1460	1620	1780	1940
1750	0	0	0	0	50	210	370	530	690	860	1010	1180	1340	1500	1660	1820	1980
1800	0	0	0	0	90	250	410	570	730	900	1050	1210	1370	1540	1700	1860	2020
1850	0	0	0	0	130	290	450	610	770	940	1090	1250	1410	1570	1730	1900	2060
1900	0	0	0	10	170	330	490	650	810	980	1130	1290	1450	1610	1770	1930	2090
1950	0	0	0	40	200	370	530	690	850	1010	1170	1330	1490	1650	1810	1970	2130
2000	0	0	0	80	240	400	560	730	890	1050	1210	1370	1530	1690	1850	2010	2170
2050	0	0	0	120	280	440	600	760	920	1090	1250	1410	1570	1730	1890	2050	2210
2100	0	0	0	160	320	480	640	800	960	1130	1280	1450	1610	1770	1930	2090	2250
2150	0	0	40	200	360	520	680	840	1000	1170	1320	1480	1640	1810	1970	2130	2290
2200	0	0	80	240	400	560	720	880	1040	1210	1360	1520	1680	1840	2000	2170	2330
2250	0	0	110	280	440	600	760	920	1080	1250	1400	1560	1720	1880	2040	2200	2360
2300	0	0	150	310	470	640	800	960	1120	1280	1440	1600	1760	1920	2080	2240	2400
2350	0	30	190	350	510	670	830	1000	1160	1320	1480	1640	1800	1960	2120	2280	2440
2400	0	70	230	390	550	710	870	1030	1190	1360	1520	1680	1840	2000	2160	2320	2480

Una vez que se dan las condiciones adecuadas, se producen principalmente las siguientes reacciones:



La cal es el elemento reductor de azufre por excelencia. Una vez la cuchara está desoxidada, comenzará a formarse sulfuro de hierro, y es en ese momento cuando introduciendo cal pasan a la escoria el sulfuro de calcio y el óxido de hierro. Lo mismo ocurre con la reacción de óxido de manganeso y sulfuro de hierro. No obstante, la cantidad de hierro que se pierde al eliminar el azufre es relativamente pequeña, y se recupera al final del proceso añadiendo Si-Ca, un compuesto de silicio y calcio que además mejora la colabilidad.

Conviene destacar que desulfurar más de lo necesario ($S < 0,01$) puede tener efectos negativos en la colabilidad, incrementa el costo en cal, espato, y argón, y disminuye la vida de las cucharas por el movimiento de la escoria, por lo que una vez se llega al nivel de azufre deseado, hay que reducir el caudal de argón y frenar la inyección de espato y cal.

3.4. Colada Continua

3.4.1. Introducción

La colada continua es el proceso que comprende desde que la cuchara llega al horno de afino hasta que los semiproductos son evacuados por el personal de laminación.

Se trata de un proceso de solidificación en el que el acero líquido se vierte directamente en un molde sin fondo con la forma de la sección transversal del semiproducto que se desea fabricar, y es continua porque el acero llega sin interrupción al molde.

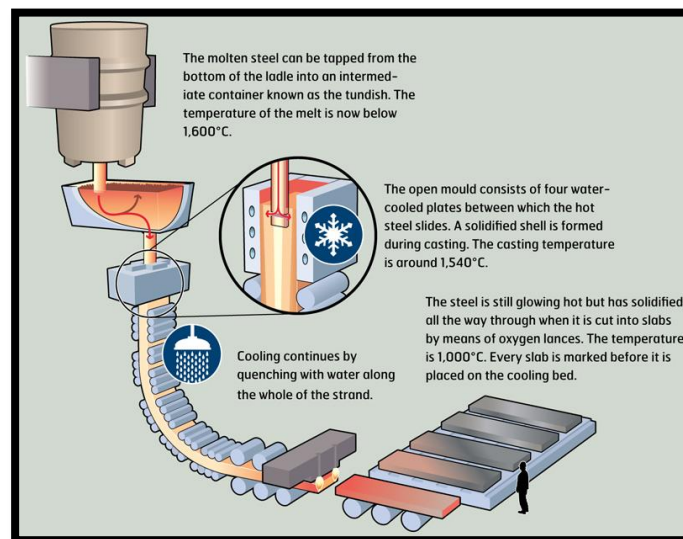


Figura 3.36: Colada continua

La torre de colada es el elemento encargado de sujetar las cucharas con acero líquido. Esta torre posee además unas células de carga que permiten contabilizar en todo momento la cantidad de acero líquido que queda en la cuchara.

Posteriormente el acero pasa mediante un tubo de protección cerámico al tundish o artesa para evitar la posible captación de oxígeno e hidrógeno mientras se controla la apertura del mecanismo de la cuchara para controlar el nivel de acero en el tundish.

Los tundish o distribuidores actúan como acumuladores de acero, de forma que no se detenga el suministro cuando haya que realizar un cambio de cuchara. Están recubiertos internamente de una masa refractaria que se coloca por inyección a presión, que posteriormente se deja secar en los mecheros para que asiente y no se encuentre húmeda al colar.

En su parte inferior llevan unos mecanismos en los que se fijan unas buzas cilíndricas de material cerámico. El número de buzas depende del número de líneas de colada continua y del tamaño de las palanquillas, ya que, en las palanquillas más grandes (BB0 y BB1) se suele emplear doble chorro.

Cada mecanismo está compuesto de una buza interna, fija, que posee un diámetro determinado y que únicamente se puede cambiar con el tundish vacío, cuando se realiza el revestimiento interior con masa, y una buza móvil, visible desde debajo del tundish, de menor diámetro que la anterior. Gracias a esta segunda buza se puede regular la velocidad del chorro de colada, ya que se puede intercambiar con el proceso en funcionamiento mediante un pistón neumático.

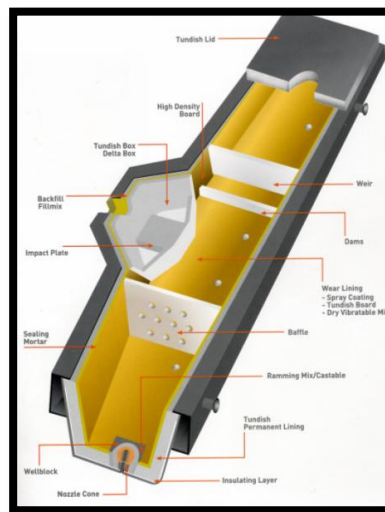


Figura 3.37: Tundish

El tundish, que se utiliza tras un período de calentamiento para evitar el choque térmico al iniciar la colada, se monta sobre un carro que se desplaza hasta la zona de lingoteras y que contiene unas células de carga para controlar el peso de acero líquido en el mismo.

Una vez que se abre el mecanismo de la cuchara y el acero líquido comienza a caer al tundish se controla el sistema de apertura de la cuchara manualmente. Cuando el acero alcanza el volumen máximo que es capaz de alojar el tundish el sistema se deja en automático, de tal forma que se cierre o se abra si hay un nivel demasiado alto o bajo respectivamente y se agregan polvos de cobertura para evitar que el baño esté en contacto con la atmósfera.

El siguiente paso consiste en colar desde el tundish a los moldes “sin fin” denominados lingoteras que se explicarán más adelante. Para verter por primera vez el acero, es necesario introducir en los moldes lo que se conoce como falso llantón o falso lingote.

El falso llantón consiste en una cabeza de material cerámico y una serie de elementos con la forma del molde, unidos uno detrás de otro, con una envergadura que llega desde el molde hasta las máquinas arrastradoras.

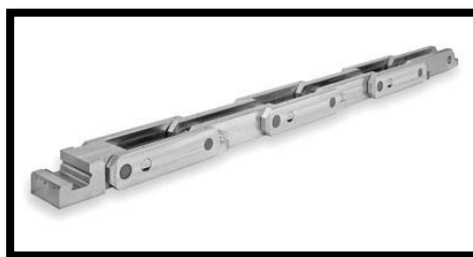


Figura 3.38: Detalle de cadena de falso llantón

Antes de comenzar a colar, se suben los falsos llantones empujados por las máquinas arrastradoras (que son las encargadas de tirar de las palanquillas una vez el proceso está en funcionamiento), y se colocan por debajo de la superficie de la lingotera.

Posteriormente, se realiza el sellado de las juntas entre el falso llantón y la lingotera con cordón cerámico, y se coloca una especie de jaula con la forma de la lingotera en la que se disponen pequeñas barras de acero corrugado en distintas direcciones, así como algo de viruta y granalla de aluminio para enfriar el acero.

De esta forma, al colar el acero por primera vez, se consigue que el primer vertido se una al falso lingote debido al enfriamiento prematuro de esta zona, denominada cabeza, y bajen a la misma velocidad.

La velocidad del falso lingote se regula en función de la fuerza que realizan las máquinas arrastradoras.

El ciclo de funcionamiento normal comienza cuando se realiza la separación del falso llantón y la palanquilla, mediante un desconector que da un golpe a la sección de unión, y el corte posterior de la cabeza, de sección irregular.

3.4.2. Lingoteras

Las lingoteras pueden tener distinta forma en función del semiproducto que se quiera obtener. Entre las formas más habituales se encuentran el slab o planchón (forma rectangular), el bloom o tocho (forma cuadrada) y la palanquilla o beam blank (forma de viga “en bruto”)

Las lingoteras consisten en unos moldes de cobre de muy elevada pureza (y por tanto de alta conductividad térmica) con un pequeño contenido superficial de otros elementos como cromo, níquel o plata, que aumentan la resistencia a la abrasión de sus paredes interiores.

Existen dos tipos de lingoteras:

1. **De placas:** La lingotera está formada por cuatro placas, una por cada lado del beam blank, y un soporte que sujeta las cuatro caras. La ventaja es que son más baratas, y que en caso de pararse la línea se puede abrir y

recuperar fácilmente. Sin embargo, el desgaste en la unión de las caras las fuerza a abrirse, siendo la vida de la lingotera relativamente corta.

- 2. Tubular:** La lingotera es un tubo con la forma del beam blank y el soporte que mantiene ese tubo. La ventaja es que tienen una vida más larga, aunque van perdiendo conicidad progresivamente. Además, si se para una línea en su interior es más difícil de recuperar.

Ambos tipos de lingoteras incorporan un sistema de refrigeración que consiste en un circuito de enfriamiento de unos 4000 l/min. El acero que está en contacto con la lingotera solidifica, dando lugar a una camisa o tocino que contiene dentro el acero sin solidificar y que irá creciendo según se vaya refrigerando la barra hacia el interior del beam blank.

A medida que la capa sólida va aumentando de espesor, las diferencias de temperatura en su interior provocan una contracción del material que separa ligeramente el acero de la pared del molde, disminuyendo así la transferencia de calor. Este empeoramiento en la transmisión de calor produce un recalentamiento del material, y por tanto una ligera dilatación al mismo tiempo que el acero líquido del interior ejerce una presión sobre la piel solidificada, lo que hace que ésta se arquee hacia afuera.

El efecto es un nuevo contacto momentáneo de la pared del molde y el acero, y vuelve a comenzar el proceso de enfriamiento, contracción y separación de la piel y el molde.

El flujo de calor es función de diversos parámetros como la velocidad de colada, el sobrecalentamiento, la oscilación, el grado del acero, y del contenido de carbono, y se calcula según la fórmula del calor transferido por conducción entre el molde y el acero:

$$Q = h \cdot (T_b - T_l) \cdot A$$

Siendo:

Q = Flujo de calor

h = Coeficiente de transferencia de calor

T_b = Temperatura de la barra

T_l = Temperatura de la lingotera

A = Área efectiva de enfriamiento del molde

Debido al efecto de contracción que produce el enfriamiento de la barra, las lingoteras deben tener una conicidad positiva (de mayor a menor radio) para seguir esta contracción.

Si la conicidad es excesiva la lingotera se estrechará más que el acero, parándose la línea, pero si es insuficiente el beam blank se separará de la lingotera, por lo que dejará de enfriarse y provocará una perforación.

La temperatura de solidificación del acero depende de la cantidad de los elementos que posea:

$$T = 1535,5 - (80x\%C + 8x\%Si + 5x\%Mn + 30x\%P + 25x\%S + 4x\%Ni + 1,5x\%Cr + 2x\%Mo + 2x\%V + 5x\%Sn)$$

Se puede comprobar que el factor más importante es el % de C, por lo que se debe reaccionar rápidamente cuando éste sea más elevado de lo normal, ya que eso implica que la temperatura de solidificación será mucho menor, y se pueden tener problemas de *perforación* si no se enfría lo suficiente, o la velocidad es demasiado rápida.

En la lingotera existe otro aparato, denominado nivel. Se trata de una fuente radiactiva de Cesio que es muy sensible a la distancia y un medidor de radiactividad. Para calibrarlo se introduce en la lingotera una barra que simula el beam blank y se mide la radiactividad con la barra en la parte superior, como si la lingotera estuviera llena de acero, llegando muy poca radiactividad al medidor. Después se realiza la misma medida con la barra en la parte inferior, como si la lingotera estuviera vacía, llegando mucha radiactividad al medidor.

Se establece automáticamente que el nivel se mantenga al 60 % de radiactividad, y de esta forma se asegura que el nivel de acero nunca llegue a rebosar de la lingotera.

Las lingoteras poseen además un oscilador que proporciona al molde una vibración ascendente y descendente en la dirección del movimiento del acero. Las velocidades de ascenso y descenso están en proporción de 3 a 1, de manera que la velocidad menor (la de descenso) es similar a la salida del lingote.

Durante la carrera hacia abajo, al moverse el molde a la misma velocidad que la corteza solidificada, las condiciones son adecuadas para la formación de piel de mayor grosor y consistencia, pero después el molde sube con cierta rapidez hasta el punto de partida, despegándose así la pared del molde de la superficie del acero.

Si además la velocidad de descenso del molde es ligeramente superior a la del lingote, se contribuye al cerramiento de pequeñas grietas que pueda haber en la superficie, mejorando la calidad del producto, ya que el acero se separaría del molde tanto en el movimiento ascendente como en el descendente.

Un elemento importante del molde es el pie de lingotera, que consiste una serie de conductos situados en la parte inferior del molde que se encargan de inyectar un caudal de agua directamente sobre la barra. Este elemento de la lingotera es crítico puesto que supone el paso de la lingotera, donde la barra tiene una piel fina a la cámara de vapor, en la que se encuentran los carros con los rodillos guía y la refrigeración secundaria, y en el que se lleva a cabo el enderezado de la barra para pasar después a ser cortadas por los sopletes de

oxicorte. Sin esta refrigeración, la camisa formada en la lingotera no podría soportar la presión ferrostática del acero líquido y perforaría la barra.

3.4.3. Rodillos-guía

Cuando el lingote abandona el molde, la piel está solidificada hasta un cierto espesor, existiendo en el corazón del lingote acero aún líquido que somete la piel exterior a una presión ferrostática. Por tanto, a la salida del molde es necesario que la piel soporte la presión, además de mantener la forma, y esto se logra mediante soportes de rodillos que siguen la trayectoria de una curva.

Esta trayectoria está constituida por segmentos o bastidores de rodillos de apoyo (que los mueve el propio lingote al pasar entre ellos), ya que más adelante se encuentran las máquinas arrastradoras con rodillos tractores (accionados por un motor para tirar de las palanquillas). El primer tipo de rodillos está separado por grupos en función del mismo tipo de diámetro y separación entre ellos en lo que se denominan segmentos.

Cuando la palanquilla es extraída del molde, la fricción entre el acero colado y las paredes lleva a tensiones en la piel que podrían dar lugar a grietas, al igual que se producen por un alineamiento desigual de los rodillos, o esfuerzos excesivos en la interfase sólido-líquido, que genera abombamiento.

Es decir, que la fuerza de extracción ejercida por los rodillos debe ser suficiente para vencer la fricción piel-molde debida a la presión ferrostática, la fricción en los cojinetes soporte de los rodillos, la fricción entre el semiproducto y los rodillos de apoyo debida al abombamiento y el propio peso del acero.

Si la presión ejercida por los rodillos es excesiva se pueden generar grietas considerables, y si es insuficiente puede darse un deslizamiento del lingote sobre los rodillos, provocando una variación en la velocidad que genera porosidad central.

3.4.4. Refrigeración Secundaria

Considerando el molde como la zona de refrigeración primaria, la refrigeración secundaria es la que comienza pasado el pie de lingotera y consiste en el rociado mediante boquillas de la superficie del lingote con agua o mezcla de agua y aire.

La evacuación de calor depende de la diferencia de temperaturas entre la barra y el fluido refrigerante de la siguiente forma:

$$Q = h \cdot (T_b - T_f)$$

Siendo:

Q = Flujo de calor

h = Coeficiente de transferencia de calor

T_b = Temperatura de la barra

T_r = Temperatura del refrigerante

Para un eficaz enfriamiento, h debe ser alto, pero también controlable para mantener la calidad del acero, ya que si el enfriamiento es demasiado rápido las barras ganan dureza a costa de perder ductilidad. El coeficiente de transferencia de calor depende de la forma/diseño de la boquilla, de la velocidad del agua de enfriamiento y de la masa de la misma.

Hay que tener en cuenta que una refrigeración excesiva origina una caída de temperatura demasiado fuerte en la superficie de la piel, pero no en su interior, lo que podría dar lugar a tensiones térmicas tales que la piel podría romperse y provocar la formación de grietas internas y superficiales. Asimismo, no se deben emplear grandes cantidades de agua, para evitar sobre-enfriamientos locales y asegurar que el enderezado de la línea tenga lugar a una temperatura superior a los 800 °C, en zona austenítica.

Por estos motivos se deben controlar y adaptar las cantidades de agua a las diferentes condiciones para alcanzar la uniformidad adecuada de evacuación de calor, y para ello el enfriamiento se divide en varias zonas que se controlan de forma independiente.

La distribución de agua va disminuyendo desde los primeros rodillos hasta el último segmento, ya que la cantidad de calor que se debe evacuar en el lingote disminuye a medida que aumenta el espesor de la piel, es decir, a medida que avanza por los rodillos.

En la sección curva la eficiencia del enfriamiento es diferente en los arcos externos e internos. A medida que aumenta la distancia al molde el agua va formando un arroyo sobre la cara interna del lingote mientras que por el arco externo cae por la fuerza de la gravedad. Debido a estas diferencias se parte de una relación de refrigeración de 1:1 en la zona más vertical de la línea y se llega en la zona final a una relación 1:1,15.

Para calcular el caudal de agua se tiene en cuenta la velocidad de colada ya que son dos parámetros que se deben adecuar si se pretende conseguir una refrigeración uniforme.

Normalmente se cuela más despacio durante el inicio y final de colada que en la fase de operación normal, sin embargo a veces la velocidad de colada varía por diversas razones como por ejemplo la temperatura del acero en el tundish, que, si es muy alta incita a reducir la velocidad de colada y viceversa.

Otro factor a tener en cuenta para el control del rociado son los distintos grados de acero que se cuelan. Aquellos más sensibles a la aparición de grietas (bajo carbono) necesitan una refrigeración más suave que los aceros de alto carbono, que requieren una refrigeración más fuerte para minimizar la segregación.

3.4.5. Oxicorte

Se trata de un sistema de corte del lingote a la salida de colada continua para darla la longitud deseada para su posterior laminación.

Dicha instalación consiste en un bastidor portador de los sopletes, que por lo general están accionados con propano y oxígeno. Para cortar, la máquina se apoya sobre la barra, acompañándola en su recorrido de forma que la velocidad de desplazamiento del lingote y los sopletes es la misma.

Acompañando a la máquina de oxicorte, unos rodillos de medida controlan las dimensiones de las barras para lograr las medidas especificadas por el tren de laminación.

Para el cálculo de estas medidas se tiene en cuenta el peso métrico teórico de cada beam blank, y en función del peso exacto que requiera el tren para la producción de los diferentes pedidos realizando un número determinado de pasadas, se calcula la longitud que debería tener cada barra.

No obstante, debido a que por determinadas circunstancias como menor velocidad de la línea, caudal insuficiente, alejamiento de los rodillos, etc. las barras pueden sufrir un cierto abombamiento, y en consecuencia un aumento del peso métrico, la distancia real a cortar se va calculando durante el proceso.

Una vez las barras son cortadas pasan por unos grupos de rodillos a los que llega una grúa que los deposita en una báscula y posteriormente por otro camino de rodillos se depositan en el almacén de palanquillas.

Con esa báscula se observa en cada instante el peso real de cada barra con las dimensiones dadas por el peso métrico teórico, y si no coinciden se calcula el peso métrico real de la barra y por tanto la longitud real. Este cálculo no sirve para la barra ya pesada, pero permite controlar las dimensiones exactas de los siguientes subproductos.

Por último, una grúa imantada coloca los subproductos en pilas, controlando el tipo de perfil para el que iban destinadas, de tal forma que el Tren de Laminación las pueda ir seleccionando sin dificultad para su procesamiento.



Universidad
Carlos III de Madrid

Escuela Politécnica Superior



Ingeniería Técnica Industrial Mecánica

ANÁLISIS Y OPTIMIZACIÓN DE COSTES EN UNA PLANTA DE PROCESADO Y PRODUCCIÓN DE ACERO

Capítulo 4

Planteamiento del problema

4.1. Introducción

El proyecto llevado a cabo ha tenido como misión principal el ahorro de costes en la sección de acería. Para ello se ha actuado sobre el pilar principal de la sección: El horno de arco eléctrico.

De la observación de los costes que se generaban en el mismo surgió la idea de reducir el consumo de energía, el consumo de electrodos y el consumo de cal.

Asimismo, más tarde se comenzó a investigar sobre la posibilidad de reducir las ferroaleaciones debido a su elevado precio y alto consumo, obteniendo resultados muy positivos en poco tiempo.

Cada apartado se ha tratado de forma individualizada como un proyecto dentro de la memoria con su propia estructura: introducción, desarrollo y verificación de resultados, hasta llegar a una conclusión final.

4.2. Reducción del consumo de energía eléctrica

4.2.1. Introducción

El alto consumo de energía en el horno de fusión por arco eléctrico genera un aumento de costes monetarios, una reducción de la capacidad productiva, ya que obliga a reducir la producción para mantener el equilibrio entre beneficios y el coste de producción, y un mayor impacto medioambiental al estar más tiempo fundiendo.

Para evaluar el impacto que tiene el consumo de energía es necesario realizar un histórico con los datos disponibles. La comunidad metalúrgica aceptó como fórmula de cálculo la de Köhle, un ingeniero alemán con muchos años de experiencia en el sector.

Según esta fórmula la energía total depende de:

- Energía Eléctrica: Suministrada a través de los electrodos.
- Energía Química: Procedente de la combustión de los mecheros (gas y oxígeno), de la combustión del carbón (espumante, en saca al vuelco, en forma de arrabio, o procedente de los electrodos al oxidarse con el oxígeno de los mecheros y del manipulador), y de la postcombustión de los gases.

$$\begin{aligned}
 \text{Total_Energy_Input} \left[\frac{\text{kWh}}{t} \right] = & \text{Electric_Energy} \left[\frac{\text{kWh}}{t} \right] \\
 & + (\text{Charged_Carbon} + \text{Fine_Carbon}) \left[\frac{\text{kg}}{t} \right] \times C1 \times C2 \\
 & + \text{Electrode_Carbon} \left[\frac{\text{kg}}{t} \right] \times C1 \times C3 + \text{Pig_Iron} \left[\frac{\text{kg}}{t} \right] \times C1 \times C4 + \text{Pig_Iron} \left[\frac{\text{kg}}{t} \right] \times C5 \times C6 \\
 & + \text{Natural_Gas} \left[\frac{\text{Nm}^3}{t} \right] \times C7 \\
 & + \left(\text{Lance_O}_2 \left[\frac{\text{Nm}^3}{t} \right] + \text{Postcombustion_O}_2 \left[\frac{\text{Nm}^3}{t} \right] + \text{Burner_O}_2 \left[\frac{\text{Nm}^3}{t} \right] - C8 \right. \\
 & \left. - \left((\text{Charged_Carbon} + \text{Fine_Carbon}) \left[\frac{\text{kg}}{t} \right] \times C2 + \text{Electrode_Carbon} \left[\frac{\text{kg}}{t} \right] \times C3 \right) \right. \\
 & \left. + \text{Pig_Iron} \left[\frac{\text{kg}}{t} \right] \times C4 \right) \times C9 \times C11 \\
 & - \text{Natural_Gas} \left[\frac{\text{Nm}^3}{t} \right] \times C10
 \end{aligned}$$

C1 = 9.14 kWh/(kg C)	(C + O ₂ = CO ₂ + C1)
C2 = 0.88	(88% carbon in coal)
C3 = 0.99	(99% carbon in electrode)
C4 = 0.04	(4% carbon in pig iron)
C5 = 0.007	(0.7% silicon in pig iron)
C6 = 9.43 kWh/(kg Si)	(Si + O ₂ = SiO ₂ + C6)
C7 = 10.25 kWh/Nm ³	
C8 = 4 (Nm ³ O ₂)/(t to oxidise C, Si, Mn in scrap)	
C9 = 22.4/12 (Nm ³ O ₂)/(kg C)	
C10 = 2 (Nm ³ O ₂)/(Nm ³ gas)	
C11 = 6.69 kWh/(Nm ³ O ₂)	(Fe + 0.5 O ₂ = FeO + C11)
C12 = 0.2333 kWh/(t °C)	(Ref.: Average heat capacity of steel at 1600°C = 0.84 kJ/(kg K) F. Richter, "Die wichtigsten physikalischen Eigenschaften von 52 Eisenwerkstoffen" STAHL(EISEN) Sonderberichte Heft 8, Düsseldorf 1973)

Figura 4.0: Fórmula de Köhle

En el caso de estudio se contabiliza la energía equivalente como la procedente de dos fuentes: Energía eléctrica, y energía química procedente de la combustión de los mecheros, ya que se conoce exactamente la reacción que se produce y se tienen los datos de gas y oxígeno que se inyecta. En cuanto al carbón espumante o en saca, y el oxígeno inyectado, se controla la cantidad que se introduce en el horno, pero no a efectos de energía, sino para realizar un seguimiento del consumo. Lo mismo ocurre con los electrodos, de los cuales se tiene en cuenta el consumo.

La energía equivalente, que define el consumo de energía por tonelada de acero líquido en el horno de arco eléctrico se ha mantenido entre 519,2 kWh/Tm y 594,9 kWh/Tm entre 2008 y 2010, con unos valores medios de 564,08, 553,58 y 546,91 kWh/Tm en 2008, 2009, y el primer semestre de 2010 respectivamente.

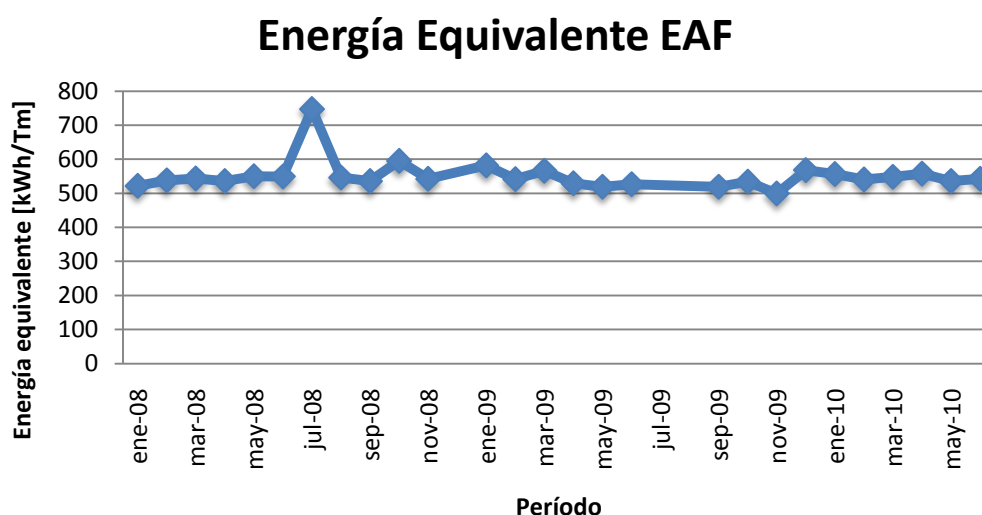


Figura 4.1: Energía equivalente EAF

En los meses de julio y diciembre normalmente se efectúa una parada programada para realizar tareas de mantenimiento, lo que explica la ausencia de datos, o algunos picos de energía debido a la escasa producción. Además, el valor de agosto de 2009 tampoco aparece ya que la empresa sufrió un expediente de regulación de empleo y se paralizó la producción durante un mes.

En el siguiente gráfico se pueden apreciar los datos de producción desde el año 2008. En él se observan las paradas de mantenimiento y la reducción progresiva de la producción de acero debido a la baja demanda en cada ciclo anual.

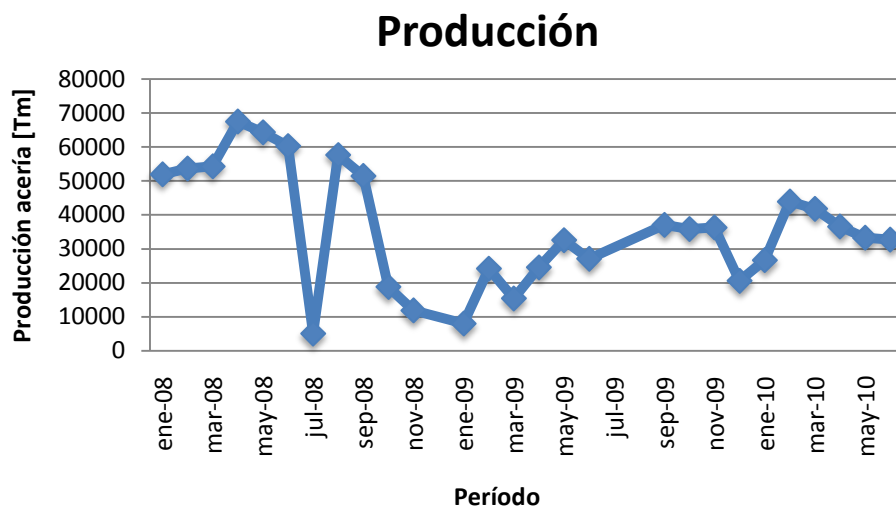


Figura 4.2: Histórico de producción

El tercer gráfico muestra el consumo de energía total por tonelada de acero líquido, que resulta de sumar el consumo de energía eléctrica, y de energía química, procedente de la reacción de los mecheros.

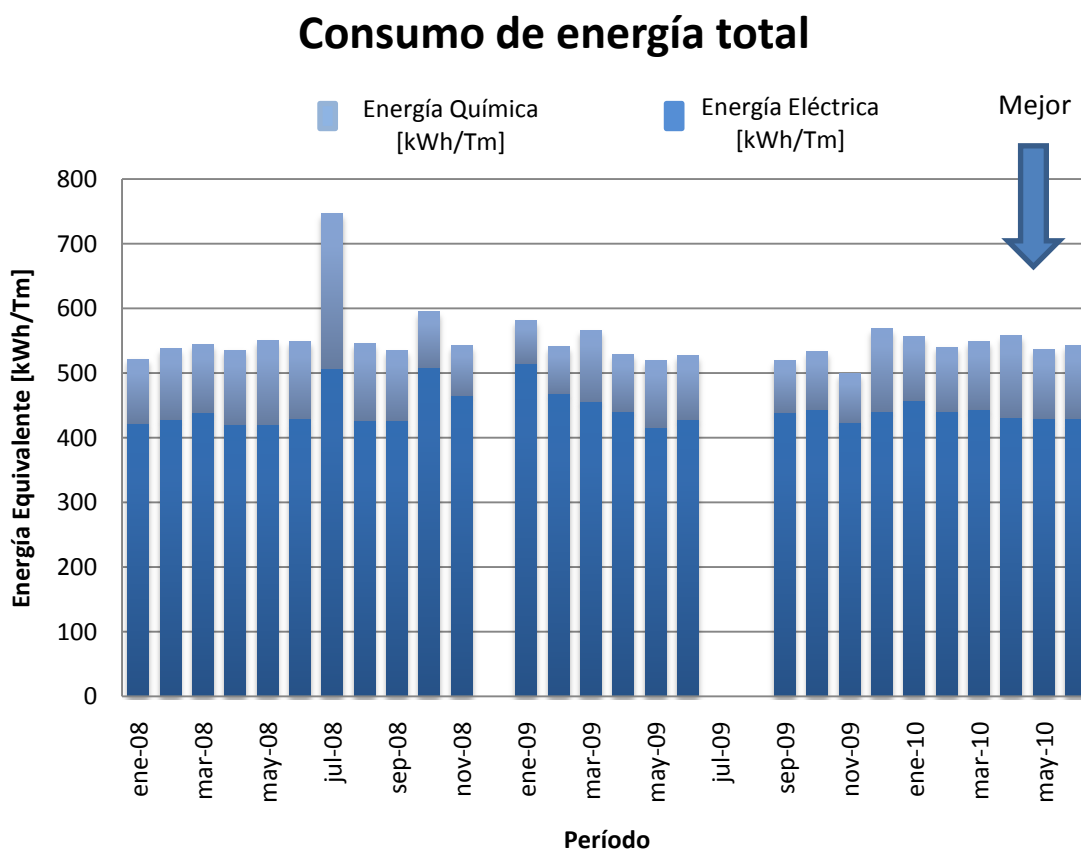


Figura 4.3: Consumo de energía equivalente

El consumo de energía total o energía equivalente medio es el especificado anteriormente. Siempre se consume mayor energía eléctrica que química puesto que la electricidad es imprescindible para generar el arco eléctrico entre los electrodos durante todo el proceso, mientras que los mecheros actúan principalmente durante la primera y segunda etapa de fusión, calentando la chatarra y durante la tercera etapa si se utilizan como lanza de oxígeno.

La energía equivalente es un valor que depende dos factores:

- Toneladas de chatarra cargadas, ya que cuanto mayor sea el peso de la chatarra mayor será el peso de acero líquido obtenido, y por tanto, menor será la energía empleada. Esta afirmación es cierta para un aumento relativamente pequeño del peso, ya que si aumenta considerablemente el tonelaje, la energía necesaria para fundir la chatarra será mayor.
- Oxígeno inyectado, ya que cuanto mayor sea la cantidad introducida, mayor será la oxidación del baño, es decir, que se obtendrá mayor temperatura gracias al aumento de reacciones exotérmicas, y por tanto se reducirá el consumo de energía eléctrica.

Comparando el consumo de energía del EAF de la planta madrileña en la que se ha desarrollado el proyecto con otras plantas que también cuentan con horno eléctrico en sus instalaciones durante el primer semestre de 2010 se ha obtenido lo siguiente:

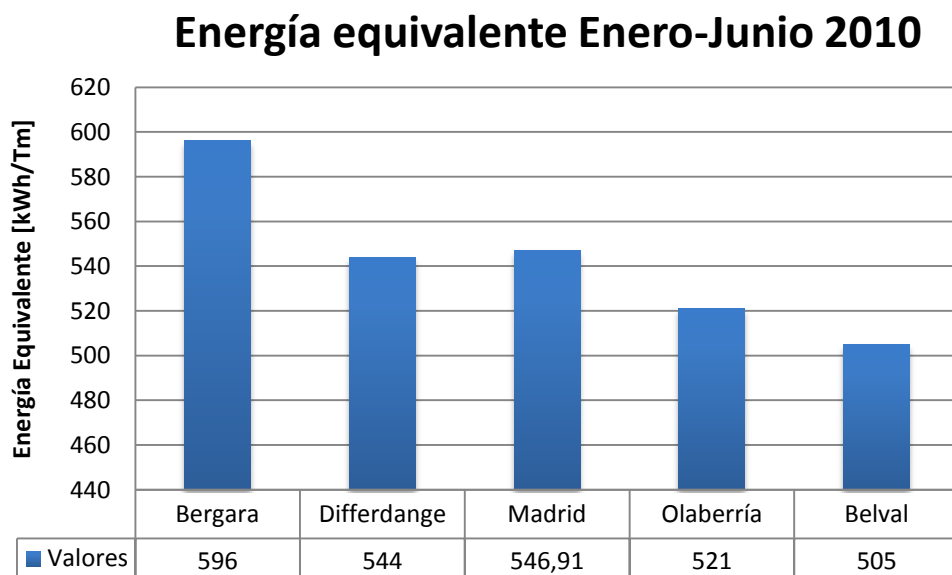


Figura 4.4: Energía equivalente Enero-Julio 2010

La planta de Madrid cuenta con unos valores que podrían considerarse elevados comparado con el resto de acerías (546.91 kWh/Tm). Dado que existen fábricas con mejores valores (Olaberria con 521kWh/Tm y Belval con

Tabla 4.0: Valores de consumo de energía equivalente

	Madrid	Bergara	Differdange	Olaberria	Belval
Diámetro Interno [mm]	6.500	6.300	7.600	6.900	8.400
Potencia aparente transformador [MVA]	90	90	162	120	166
Temperatura de vuelco [°C]	1.650	1.636	1.620	1.650	1.620
Energía Equivalente [kWh/Tm]	546,91	596	544	521	505

505 kWh/Tm) se ha establecido como objetivo alcanzar un valor de 522 kWh/Tm para finales de 2010, lo que supondría una reducción del consumo energético del 4,5 % al disminuir 24,91 kWh por tonelada de acero líquido producido.

Cabe destacar que cada fábrica tiene unas características determinadas que pueden hacer que sus indicadores en determinados aspectos sean mejores. En este caso, un diámetro interno del horno mayor supone la posibilidad de incrementar el peso de la colada y por ende una disminución de la energía. Asimismo, tener un transformador que permita una mayor potencia permite aumentar la intensidad durante la primera y tercera etapa, y la tensión durante la segunda, lo que reduce los tiempos de fusión, y por tanto el consumo de energía.

Teniendo en cuenta que el precio medio de las diferentes formas de energía que intervienen en el proceso es de 0.033 €/kWh (estimación del precio de la energía eléctrica y química a junio de 2010), el ahorro por tonelada de acero líquido en el horno de fusión sería de:

$$24,91 \text{ kWh/Tm} \cdot 0,033\text{€/kWh} = 0,82203 \text{ €/Tm}$$

Si la producción estimada para el año 2010 es de unas 382.500 Tm, y la producción durante el primer semestre ha sido de 214.947 Tm, el ahorro estimado durante el segundo semestre con una producción de 167.553 Tm sería de 137.733 €.

$$0,82203 \text{ €/Tm} \cdot 167.553\text{Tm} = 137.733 \text{ €}$$

4.2.2. Desdoblamiento del problema

Tomando el horno de fusión como volumen de control, el balance másico y energético es el siguiente:

- **Balance de Masa:** Se consideran todas aquellas materias que entren o salgan del horno.

Entradas: Chatarra + carbón (en saca + espumante + de electrodos) + gas natural + oxígeno (mecheros + lanza + oxígeno para provocar postcombustión de CO) + (arrabio).

Salidas: Acero líquido + escoria + gases de proceso.

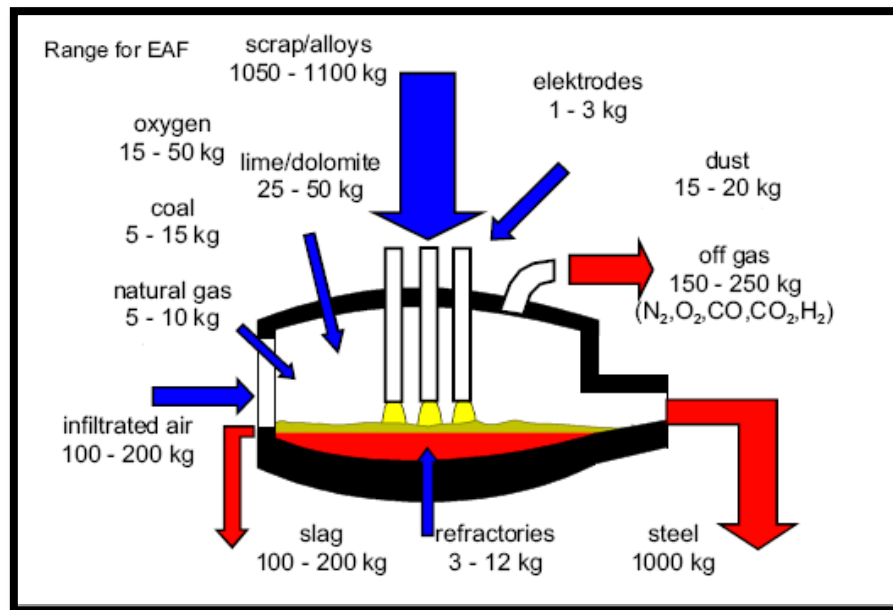


Figura 4.5: Balance de masa EAF

- **Balance de Energía:** Se consideran tanto los valores de energía introducidos como las entalpías que adquieren los materiales y las pérdidas que se producen.

Entradas: Energía eléctrica + energía química (mecheros) + reacciones de oxidación (Fe, C, Si, Mn).

Salidas: Acero líquido (ΔH_{acero}) + escoria ($\Delta H_{\text{escoria}}$) + pérdidas de energía (gases de proceso calentados + pérdidas por radiación + calor transmitido al agua del circuito de refrigeración).

En el incremento de entalpía del acero y la escoria se incluye el incremento entálpico desde la temperatura ambiente hasta la temperatura de fusión en estado sólido, e incremento de entalpía en estado líquido desde la temperatura de fusión hasta la de vuelco.

De tal forma que se determina el rendimiento energético de la siguiente forma:

$$\eta_{\text{energía}} = \frac{\Delta H_{\text{acero líquido + escoria}}}{\text{Energía}_{\text{entradas}}}$$

La energía eléctrica tiene que ser suficiente como para lograr la fusión completa de la colada

La energía procedente de las reacciones para un consumo de unos 25 m³/t de oxígeno en cada colada puede estimarse según el proveedor de electrodos UCAR (ver bibliografía), de la siguiente forma:

Tabla 4.1: Reacciones exotérmicas

	kWh/t
$\text{Fe} + 0,5 \text{ O}_2 \rightarrow \text{FeO}$	40,3
$2 \text{ Fe} + 1,5 \text{ O}_2 \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3$	16,2
$\text{C} + 0,5 \text{ O}_2 \rightarrow \text{CO}$	35,9
$\text{Si} + \text{O}_2 \rightarrow \text{SiO}_2$	25,4
$\text{Mn} + 0,5 \text{ O}_2 \rightarrow \text{MnO}$	13,5
Total	131,3

La energía liberada de la reacción de los mecheros (2 m^3 de oxígeno por cada m^3 de gas) supone $10,5 \text{ kWh/Nm}^3$.

El objeto del presente proyecto debe centrarse en la reducción de pérdidas energéticas en el horno de fusión, que se producen debido a los siguientes conceptos:

- Pérdidas de energía por el fondo del mismo, por conducción térmica que provoca un flujo de calor entre el metal líquido, aproximadamente calentado a una temperatura de 1600°C y el exterior, a una temperatura estimada de $400\text{-}500^\circ\text{C}$.
- Pérdidas por las pailas y la bóveda del horno, formadas por paneles de tubos por los que circula un cierto caudal de agua de refrigeración. Son pérdidas por conducción en el material del tubo y convección debida a la diferencia de temperatura entre este y el agua que circula en su interior ($500\text{m}^3(\text{H}_2\text{O})/\text{h}$). Los paneles están formados por tubos de 8mm de espesor, fabricados de acero, donde debe tenerse también en cuenta que a los mismos se adhiere escoria durante el proceso, disminuyendo así la pérdida de naturaleza conductiva (la escoria tiene menor conductividad térmica).
- Pérdida de la energía empleada en calentar los gases de proceso que son expulsados a través del conducto de salida de gases. Dicha energía se corresponde con su incremento de entalpía.
- Pérdidas por calentamiento de la escoria, también caracterizadas por su incremento entálpico. La escoria se considera formada, en su mayoría por CaO , SiO_2 y $\text{Fe}_2\text{O}_3/\text{FeO}$, y en menor medida por Al_2O_3 , MgO y MnO .

Dichas pérdidas están condicionadas por distintos factores que en la mayoría de las ocasiones están interrelacionados, lo que explica que no se pueda mejorar algunos factores sin empeorar otros. Estos factores son:

- **Carga de materiales**

- **Calidad de la chatarra:** Se estima que una disminución de un 1 % en el rendimiento de la chatarra causa un incremento de demanda de energía de 10 kWh/Tm de acero líquido. Dicha energía se emplea normalmente en la fusión de componentes no ferrosos presentes en la chatarra.

Compuestos no ferrosos como aceites, plásticos o madera suponen un aporte de energía al producir reacciones exotérmicas.

Compuestos como el Fe_3O_4 (óxido con alto punto de fusión) incrementan el gasto energético en 13kWh/Tm de acero líquido por cada 1% en peso de este óxido presente en la chatarra.

La presencia de agua incrementa la demanda de energía en 6 kWh/Tm de acero líquido por cada 1 % en peso de agua cargada con la chatarra, por lo que el clima influirá en el consumo energético.

- **Forma de la chatarra:** Su geometría y densidad afecta al tiempo de fusión y consecuentemente al consumo energético. Se considera una longitud óptima aquella que se encuentra entre 100 y 1.000 mm., con una densidad ente 0,6 y 0,9 Tm/m³.

- **Método de carga**

- **Número de cestas:** Cada vez que se realiza una carga de chatarra en el horno se produce una apertura en el mismo que provoca una pérdida de energía por radiación de calor hacia el exterior en torno a 10 kWh/Tm de acero líquido.
- **Distribución en capas de la chatarra:** La disposición de la chatarra en las cestas y por tanto en el horno afecta a la relación entre la fusión por radiación y la fusión por convección en el baño aunque también depende la distribución de la altura desde la que se vacían las cestas. En ese sentido, debe colocarse abajo la chatarra más pesada y arriba la más ligera para minimizar el consumo de energía ya que puede provocar variaciones de hasta 20kWh/Tm de acero líquido.

- **Práctica operacional**

- **Programa Eléctrico:** La tensión del arco es un parámetro importante, hasta el punto de que el consumo aumenta a razón de 30 kWh/Tm de acero líquido por cada 100 V. Es necesario buscar un óptimo ya que menores voltajes dan lugar a menores potencias y por lo tanto se reduce la productividad.

La potencia máxima se utiliza durante el período de fusión, mientras que se emplean potencias menores tras la carga de chatarra cuando el arco es cercano a la misma y durante el período de calentamiento.

- **Calidad de la escoria espumante:** La altura y duración de la escoria espumante (generada por burbujas de CO) determina la eficiencia térmica del arco ya que se estima que variaciones en la calidad de la escoria espumante pueden dar lugar a valores de ± 20 kWh/Tm.
- **Lanza de oxígeno:** En función de si la lanza utiliza tubos consumibles o refrigerados por agua, si el chorro es fijo y se controla automáticamente o depende de cada operador, se puede estimar una variación de ± 30 kWh/Tm.
- **Mecheros:** Su efectividad para calentar las zonas frías depende tanto de la temperatura en el horno (a mayor temperatura menor eficiencia) como del tamaño, la densidad y la colocación de la chatarra en el mismo con una influencia de hasta 10 kWh/Tm.
- **Temperatura de vuelco:** Cuanto mayor sea la temperatura de vuelco mayor será la entalpía del baño al finalizar la colada y por tanto mayor cantidad de energía se habrá consumido. Es difícil de cuantificar ya que la temperatura depende tanto de la energía eléctrica como de la energía química (consumo de O₂) introducida.
- **Tiempo:** Un mayor tiempo de colada implica indiscutiblemente un mayor consumo de energía por lo que debe intentar minimizarse en la medida de lo posible el tiempo de Power ON y principalmente los retrasos. Debido a que la eficiencia térmica es mayor durante la fusión que durante el calentamiento, un retraso durante la segunda fase supone aproximadamente 0,4 kWh/t por minuto y mientras que durante el calentamiento supone 1,7 kWh/t por minuto.
- **Escoria pegada a las paredes y bóveda del horno:** La escoria que se adhiere durante la fusión a las paredes y la bóveda como consecuencia de las salpicaduras por la acción del arco eléctrico y la lanza de oxígeno disminuye las pérdidas de calor por radiación. Se estima un incremento del consumo de 3kWh/Tm por cada metro cuadrado no cubierto con escoria.
- **Sistema de extracción:** Las fugas de aire suponen una energía pérdida en el calentamiento del nitrógeno presente en el ambiente.
- **Refrigeración de los electrodos:** Cuanto mayor sea el caudal de refrigeración de los electrodos menor será su oxidación, aunque un exceso de caudal puede dar lugar a la entrada de agua en el horno, con la consecuente pérdida de energía en su calentamiento y fusión.

- **Diseño del horno**

- **Forma del horno:** La tendencia va hacia la construcción de hornos más altos y con menor diámetro para conseguir vaciar la carga en el menor número de cestas posible y reducir las pérdidas energéticas durante las aperturas de bóveda.
- **Sistemas de recuperación de energía:** Se trata de precalentadores de chatarra o de cámaras de combustión con circulación en ambos sentidos para calentar el horno en cada colada. El horno de arco eléctrico de este proyecto carece de un sistema de precalentamiento.

4.2.3. Marcha operativa del horno de arco eléctrico

4.2.3.1. Carga de chatarra

Con objeto de dar a conocer cómo funcionaba el proceso de fusión en la planta en la que se ha desarrollado el proyecto, se explicará la secuencia de operaciones que se seguían desde la carga de chatarra hasta el vuelco del horno.

Antes de cargar la chatarra en el horno tiene que seguir un procedimiento que se basa en el pesaje de la misma y rastreo de radioactividad.



Figura 4.6: Parque de chatarra

El vagonetero o cestero conduce la vagoneta hasta el parque de chatarra y la estaciona aproximadamente en un vano intermedio entre los puentes grúa para realizar la carga evitando perder el menor tiempo posible entre pulpadas.

El número de puentes grúa, el tamaño del parque, y el stock de chatarra puede variar de una planta a otra. En nuestro caso se trata de un parque con una capacidad de 30.000 Tm dividido en 10 vanos controlados por dos puentes grúa.

No siempre se dispone del mismo tipo de chatarra en el parque, puesto que ésta depende del precio y la disponibilidad de la misma en el mercado. No obstante, la confección de las cestas se determina siempre que sea posible según los siguientes criterios:

1. Cargar chatarra con el mínimo de humedad para acelerar el proceso de fusión.

2. Evitar cargar chatarra del suelo del parque, ya que va mezclada con tierra (Si).
3. Evitar el uso de chatarra con exceso de aceite, no férricos, o aquella que contenga exceso de elementos residuales en el acero como el Cobre, el Estaño o el Plomo.

En cada colada, para conseguir unas 120 Tm de acero líquido (cantidad máxima que normalmente puede contener una *cuchara*, aunque varía de una a otra), es necesario fundir entre una y tres *cestas*. Normalmente se cargan de la siguiente manera:

- Primera cesta: 60 Tm
- Segunda cesta: 45 Tm
- Tercera cesta: 35 Tm

Esta distribución se realiza para reducir el tiempo de fusión y energía, ya que por conducción, cuanto mayor sea la cantidad de acero líquido en el horno, menor tiempo tardará la chatarra en fundirse.

Hay que tener en cuenta que un horno de arco eléctrico suele tener un volumen de unos 40 m³. En un primer momento durante la carga de la primera cesta tenemos chatarra (baja densidad) en el horno que ocupa mucho volumen. Durante la carga de la segunda cesta, tenemos parte de acero líquido dentro del horno de la fusión de la primera con una densidad de 7,8 kg/m³, y parte de la chatarra que se introduce e infundidos (0,8-3 kg/m³), por lo que la carga a introducir tiene que ser menor. Durante la carga de la última cesta ocurre lo mismo, ya que tenemos dos cestas semifundidas, por lo que la chatarra que podemos introducir es menor a las anteriores. A lo largo del proceso la chatarra recién cargada aprovecha el calor de la cesta anterior para su fusión.

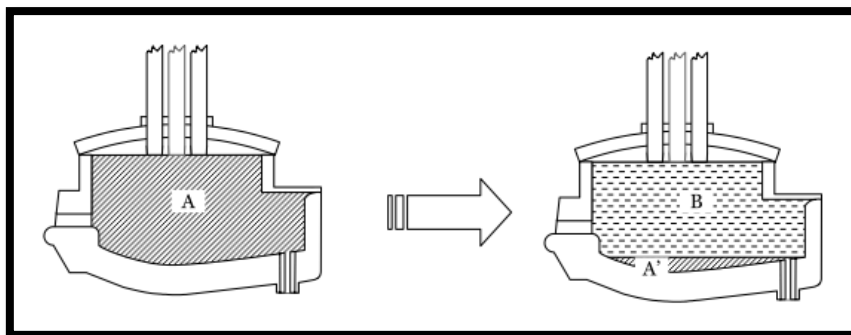


Figura 4.7: Carga de cestas en el horno

Para definir la productividad por colada dentro del horno se utilizan dos parámetros:

$$\text{Rendimiento (\%)} = \frac{\text{Acero Líquido}}{\text{Chatarra Cargada}} \cdot 100$$

$$\text{Merma (\%)} = \frac{\text{Chatarra Cargada} - \text{Acero Líquido}}{\text{Acero Líquido}} \cdot 100$$

El rendimiento determina la cantidad de chatarra que se aprovecha en el horno y la merma determina la cantidad perdida en cada colada.

Estos valores dependen: de la calidad de la chatarra, ya que en función del porcentaje de pureza de la misma (si incluye plásticos, tejidos, maderas, tierra, etc.) pueden existir mayores o menores mermas; de la oxidación, ya que las sobreoxidaciones dan lugar al aumento de óxidos, que van a parar a la escoria elevando la merma; y de una baja energía eléctrica o una deficiente oxidación, ya que pueden permanecer infundidos en el horno al finalizar la colada.

Por otro lado, además de chatarra se pueden cargar a las cestas piezas de arrabio en estado sólido, o productos procedentes del método de reducción directa para aumentar el contenido de carbono del baño, reducir la energía eléctrica a base de oxidar el carbón (reacción exotérmica), amortiguar el efecto de impurezas de la chatarra al introducir hierro prácticamente puro, o reducir el tiempo de fusión durante la primera y segunda etapa.

4.2.3.2. Proceso en el horno de arco eléctrico

El proceso de fusión en el Horno OBT abarca desde que se efectúa la carga de la primera cesta hasta que la cuchara con el acero líquido pasa al proceso de afino en cuchara.

Primera Cesta

Antes de cargar la primera cesta se efectúa una inspección visual del revestimiento del horno, y se rellena la buza con magnesita. La buza es el orificio revestido de material refractario por el que se cuela el acero líquido, por lo que es imprescindible que permanezca libre de depósitos de acero solidificado o chatarra. La magnesita es un material refractario (MgCO_3) con un alto punto de fusión y no soluble en el baño que permite taponar la buza durante la fusión y destaponarla en el momento del vuelco tras abrir la tajadera.

Se realiza un control eléctrico del horno, un control mecánico de los sistemas hidráulicos, la verificación de los caudales de agua, gas y oxígeno, y el arranque de los compresores del sistema de extracción de humos.

Se carga la chatarra en el horno y se da corriente. En función de los programas elegidos se suceden los pasos con mayor o menor tensión e intensidad y más o menos tiempo.

Segunda Cesta

Antes de cargar la segunda cesta se añade una bandeja de cal (6.000 kg) para comenzar a equilibrar la basicidad de la escoria y proteger el refractario de los óxidos que flotan en la superficie del baño. Se carga la segunda cesta procurando no consumir demasiada energía durante la fusión de la primera para no desperdiciarla. No obstante, la decisión de cuándo recargar queda a criterio de los operarios.

Tercera y Cuarta Cestas

Normalmente se carga la tercera cesta, y si fuera necesario, una cuarta, debido a una incorrecta distribución de la chatarra o densidad de la misma. Lo más habitual es que esta fase sea la de mayor duración ya que es en la única en la que se sigue el ciclo completo (penetración, fusión y calentamiento), además de ser en la que se oxida el baño y la escoria para descarburar y espumar respectivamente.

El proceso completo de una colada suele consumir entre 48 y 55 MW de energía eléctrica, aunque este valor depende de muchos factores, como: calidad o dimensiones de la chatarra, comienzo de fusión tras inactividad, peso de la colada, problemas de fósforo o carbón altos, etc.

Una vez se disponga de acero líquido dentro del horno tras la carga de las tres cestas se saca una muestra que se enfría en agua, se pule y se analiza con un espectrómetro. De acuerdo con el análisis de la muestra se ajusta el contenido de carbono y fósforo, de forma que se cumpla $C = 0,065-0,105\%$, y $P \leq 0,020-0,035\%$ según la calidad del acero. Estos valores están especificados en tabla 4.2 de valores óptimos internos (será modificada en el apartado de reducción de consumo de ferroaleaciones):

Si el contenido de carbón o de fósforo supera los límites internos especificados para cada calidad se debe oxidar el baño con el manipulador de oxígeno y con los mecheros en modo lanza (en nuestro caso, únicamente uno de los mecheros, de 2.200 m³ tiene capacidad para oxidar el baño). Si el elemento que supera los límites es el fósforo, habrá que añadir además cal para fijarlo a la escoria.

Tabla 4.2: Análisis químicos óptimos internos

Elemento (%)	S275	S275J2	S355	S355W	A572	S355G11
CARBONO (C)	0,065 ÷ 0,095	0,065 ÷ 0,095	0,075 ÷ 0,105	0,095 ÷ 0,115	0,075 ÷ 0,105	0,075 ÷ 0,105
CARBONO EQUIVALENTE (CEV)	0,255 ÷ 0,285	0,255 ÷ 0,285	0,335 ÷ 0,375	0,355 ÷ 0,375	0,275 ÷ 0,295	0,335 ÷ 0,375
SILICIO (Si)	0,16 ÷ 0,20	0,16 ÷ 0,20	0,18 ÷ 0,24	0,18 ÷ 0,24	0,18 ÷ 0,22	0,18 ÷ 0,24
FÓSFORO (P)	≤ 0,035	≤ 0,025	≤ 0,020	≤ 0,020	≤ 0,030	≤ 0,020
AZUFRE (S)	≤ 0,030	≤ 0,025	≤ 0,020	≤ 0,020	≤ 0,030	≤ 0,015
VANADIO (V)		0,045 ÷ 0,055 ¹	0,045 ÷ 0,055 ¹	0,045 ÷ 0,055	0,032 ÷ 0,037 ¹	0,045 ÷ 0,055
NIOBIO (Nb)		0,015 ÷ 0,017 ¹	0,015 ÷ 0,017 ¹		0,015 ÷ 0,017 ¹	0,015 ÷ 0,017
COBRE (Cu)	≤ 0,50	≤ 0,50	≤ 0,50	0,30 ÷ 0,50		≤ 0,30
CROMO (Cr)		≤ 0,12	≤ 0,12	0,45 ÷ 0,55		≤ 0,12
ALUMINIO (Al) ²	≈ 25 gr/Tm.	≈ 25 gr/Tm.	≈ 75 gr/Tm.	≈ 75 gr/Tm.		≈ 75 gr/Tm.
Mn / Si	≥ 2,5	≥ 2,5	≥ 2,5	≥ 2,5	≥ 2,5	≥ 2,5

Posteriormente se vuelve a realizar la medición de temperatura y carbón con unos cartuchos diseñados para ello, e incluso una muestra si lo que se deseaba reducir era el fósforo. Si los valores esta vez se encuentran dentro de los límites, se coloca el horno -6° y se procede a desescoriar. Con esta operación se inclina el horno para eliminar la escoria que flota sobre el baño para evitar que los óxidos puedan pasar a la cuchara aunque inevitablemente se pierde un porcentaje de acero líquido libre de óxidos.

Se introduce una caña pirométrica y si la temperatura se encuentra entre 1.620 y 1.640 °C se procede a colar, ya que desde el vuelco hasta que la cuchara llega al afino se produce una pérdida de entre 50 y 65 °C y se tiene que conseguir temperatura mínima de llegada al afino de 1575°C para poder desulfurar.

Vuelco del horno

Cuando todo está listo se abre la tajadera, se inclina el horno y se procede a colar el acero en la cuchara. Durante el vuelco se realiza la adición de los materiales necesarios para el afino metalúrgico (carbón, manganeso, silicio y cal) al mismo tiempo que se introduce un caudal de argón para ayudar

a diluirlos. Se deben dejar unas 10 Tm de pie de baño puesto que ayuda a evitar que pase parte de la escoria no eliminada a la cuchara y a mantener un baño líquido en el horno que ayuda a la reducción de energía eléctrica en la siguiente colada.

Se puede dar el caso en el que la concentración de oxígeno tras la oxidación del baño sea demasiado alta, pudiendo provocar poros en el beam blank en colada continua o en el tren de laminación. Por este motivo, en función de la cantidad de oxígeno en el acero, se añade carbón al vuelco según la siguiente tabla:

Tabla 4.3: Cantidad de carbón a añadir en vuelco

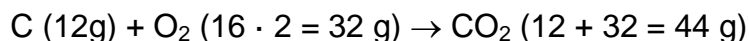
ppm O ₂	kg de carbón
600	40
620	41
640	43
660	44
680	45
700	47
720	48
740	49
760	51
780	52
800	53
820	55
840	56
860	57
880	59
900	60
920	61
940	63
960	64
980	65
1000	67
1100	73

Es importante que si se observa una concentración elevada de oxígeno en el acero se añada primero carbón (a las 40 Tm) y después las ferroaleaciones (a las 90 Tm), ya que al ser más afín el Si con el oxígeno que el C, una parte de las ferroaleaciones se dedicaría a desoxidar el baño, y no interesa económicamente.

Realizando un cálculo rápido sobre la primera concentración de la tabla (600 ppm), la cantidad de oxígeno presente en el baño estaría en torno a los 75 kg para coladas de 120 Tm.

$$0,0006 \cdot 120.000 \text{ kg} = 75 \text{ kg}$$

Según la reacción del carbón con el oxígeno para la obtención de dióxido de carbono, es necesario que reaccionen 12 g. de carbón con 32 g de oxígeno, por lo que si se añaden 40 kg de carbón reaccionarán 106,6 kg de oxígeno.



$$x = \frac{40 \text{ kg} \cdot 32 \text{ g}}{12 \text{ g}} = 106,6 \text{ kg}$$

Es decir, que, teóricamente, añadiendo carbón según las condiciones de la tabla, debería eliminarse el oxígeno por completo del baño (106,6 > 75 kg). No obstante, con esos ppm de oxígeno y añadiendo las cantidades de carbón dispuestas en la tabla, hay ocasiones en las que aún habrá oxígeno disuelto en el acero. Esto ocurre cuando al volcar el contenido del horno en la cuchara cae escoria, formada por óxidos que tenderá a reducir el carbón.

Dependiendo de la calidad del acero a fabricar, se añaden a la cuchara, después de haber colado 90 Tm las ferroaleaciones, la cal y el espato según la siguiente tabla (para unas 120 Tm de acero líquido).

Tabla 4.4: Cantidad de adiciones en vuelco

Calidad del Acero	Si-Mn	Fe-Si	Cal	Espato
S 235 J0/JR/J2	750 kg	0 kg	750 kg	180 kg
S 275 J0/JR/J2	750 kg	180 kg	750 kg	180 kg
A 572	1200 kg	180 kg	750 kg	180 kg
S 355 J0/JR/J2	1600 kg	0 kg	750 kg	180 kg
S 355 J0W/J2W/G11	1600 kg	180 kg	750 kg	180 kg

Con esta tabla se pretende acercar la concentración de los elementos a la deseada para ajustarla finalmente en el horno de afino. No obstante, se trata de un procedimiento que se lleva a cabo como resultado de un proceso empírico realizado anteriormente a este proyecto y del cual se desconocen las bases que lo fundamentan. Por este motivo será tratado más adelante en el proyecto sobre la reducción de ferroaleaciones.

La cal tiene una medida fija para asegurar una escoria básica durante la desoxidación en la cuchara (al agregar Si se produce SiO_2) y así evitar el ataque del refractario. El espato se añade para garantizar una escoria fluida. No obstante, en el afino se volverá a añadir cal para desulfurar, y espato si fuera necesario, si visualmente se observa que la escoria no es fluida.

4.2.4. Priorización de situaciones y establecimiento de metas específicas

En base a las pérdidas energéticas reflejadas en el apartado anterior el proyecto se centra en la implementación de distintas acciones de índole técnica y organizativa que permitan la reducción de las mismas. A tal fin, se estudia la

variación de cada uno de los parámetros implicados en el consumo energético según la fórmula de Köhle. (2008-2009).

- Energía eléctrica.
- Carbón.
- Electroodos.
- Arrabio.
- Oxígeno inyectado.
- Gas natural.
- Power On.

Tabla 4.5: Histórico de parámetros

Período	Energía Eléctrica [kWh/Tm]	Carbón [kg/Tm]	Electroodos [kg/Tm]	Arrabio [kg/Tm]	Oxígeno [m ³ /Tm]	Gas natural [m ³ /Tm]	Power ON [min]	Producción [Tm]
ene-08	421,9	10,5	1,9	0	25,7	2,6	45,1	51943
feb-08	427,7	9,7	2,1	0	26,7	2,7	45,6	53678
mar-08	439,9	8,8	2,3	0	25,7	2,6	46,1	54287
abr-08	420,1	8,9	2,5	0	27,6	2,5	45,7	67480
may-08	420,3	8,3	2	0	29,3	2,7	45	64330
jun-08	430,5	9,1	2,9	0	28,3	2,4	47,1	60248
jul-08	507,7	7,7	1,8	0	44,3	0,6	45,5	5076
ago-08	426,9	6,9	2,3	0	27,1	2,4	44,6	57605
sep-08	426,4	8,8	2,2	0	26,5	2,7	45	51434
oct-08	508,1	8,3	2	0	22,2	1,3	53,4	18838
nov-08	465,3	8	2,1	0	20,8	1,6	48,9	11902
dic-08	No hay datos de producción							
ene-09	515,3	9,4	1,8	11,1	19,5	0,8	20,3	8056
feb-09	468,2	9,4	1,8	14	22,9	6,1	46,8	24178
mar-09	455,9	9,7	1,7	18,5	27,5	3,6	46,4	15445
abr-09	441,4	7	1,5	25,9	23,1	4	48,7	24574
may-09	416,7	7	1,7	19,1	25,2	3,8	47,7	32577
jun-09	428,1	8,3	1,5	13,1	24,6	2,8	47,9	27105
jul-09	No hay datos de producción. Mes de vacaciones							
ago-09	No hay datos de producción. ERE							
sep-09	439,3	9,6	1,8	29,9	22,9	3,2	48,1	37050
oct-09	444,1	9,5	1,7	30,3	24,5	3,7	47,4	35887
nov-09	423,3	11,6	1,6	8,7	23,1	3,7	47,9	36312
dic-09	441,3	11,4	1,9	22,8	29,8	1,5	47,6	20595
ene-10	458,5	10,1	1,7	20,1	27,2	2,5	47,3	26687
feb-10	441,2	9,5	1,8	18,2	25,2	2,4	47,8	43908
mar-10	443,3	8,9	1,8	22,1	26,3	3,1	48	41798
abr-10	432,1	8	1,9	17,4	21	2,9	47,2	36556
may-10	429,2	7,6	1,7	16,6	23,3	3,1	46,8	33291
jun-10	430,5	8,3	1,6	20,3	22,7	2,3	47,1	32707

Muchos de estos factores están relacionados por lo que si varía uno de ellos inmediatamente varían los demás.

Se puede observar cómo si la producción es muy baja, inevitablemente el consumo de energía eléctrica aumenta ya que está cuantificado en kilovatios por tonelada de acero. De la misma forma, un aumento del tiempo de power on (dando corriente) implica un mayor consumo de energía eléctrica, oxígeno y electrodos.

Por otro lado, si la chatarra trae mucho carbón se consume más oxígeno y se ahorra carbón en el horno a no ser que se oxide demasiado la colada y haya que recarburar posteriormente provocando un consumo inútil de materias primas.

A continuación se muestran los gráficos correspondientes a los parámetros que afectan al consumo energético entre el año 2008 y el primer semestre del año 2010.

Energía Eléctrica EAF

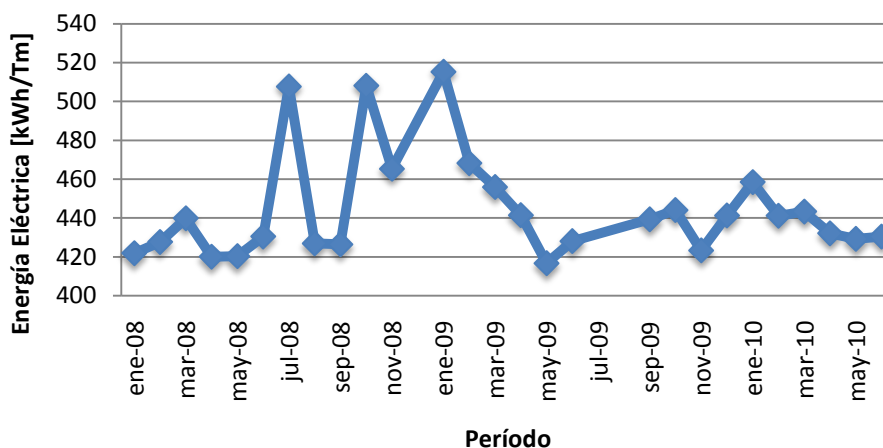


Figura 4.8: Energía eléctrica

Consumo de carbón en saca

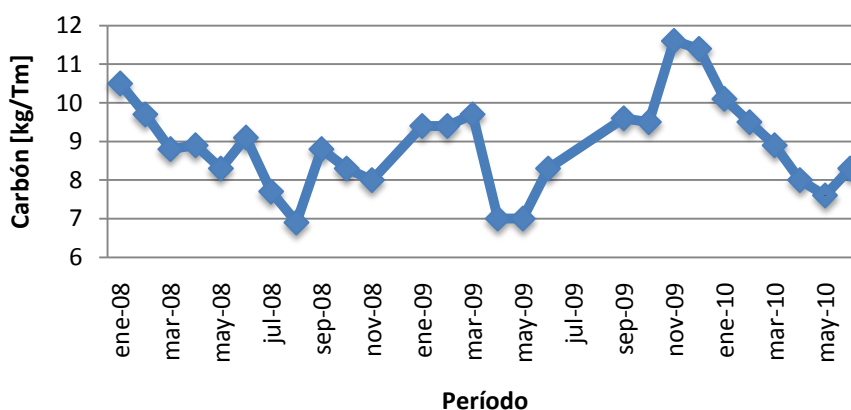


Figura 4.9: Consumo de carbón en saca

Consumo Electroodos

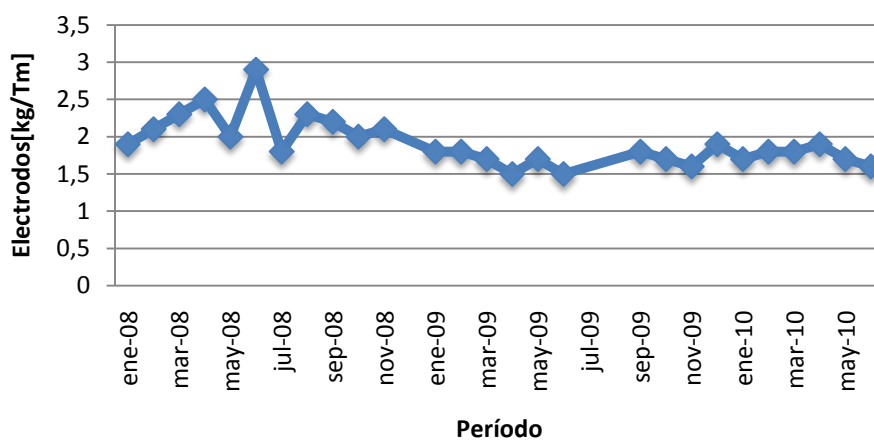


Figura 4.10: Consumo de electrodos

Arrabio

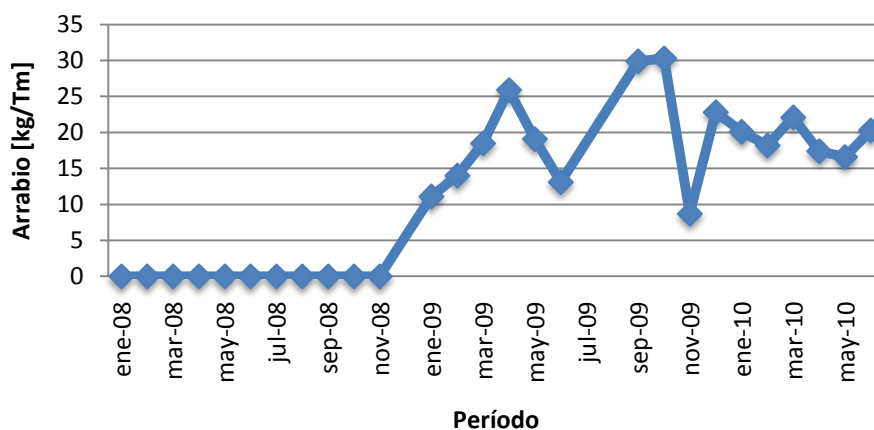


Figura 4.11: Consumo de arrabio

Oxígeno

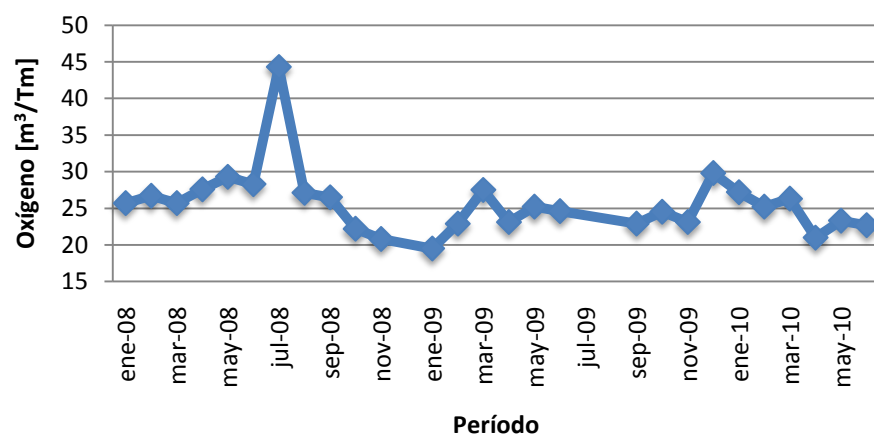


Figura 4.12: Consumo de oxígeno

Gas Natural

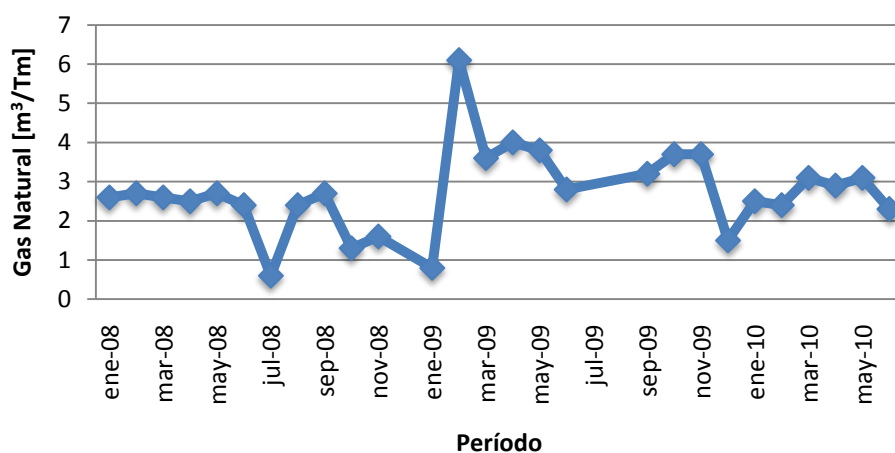


Figura 4.13: Consumo de gas natural

Power On

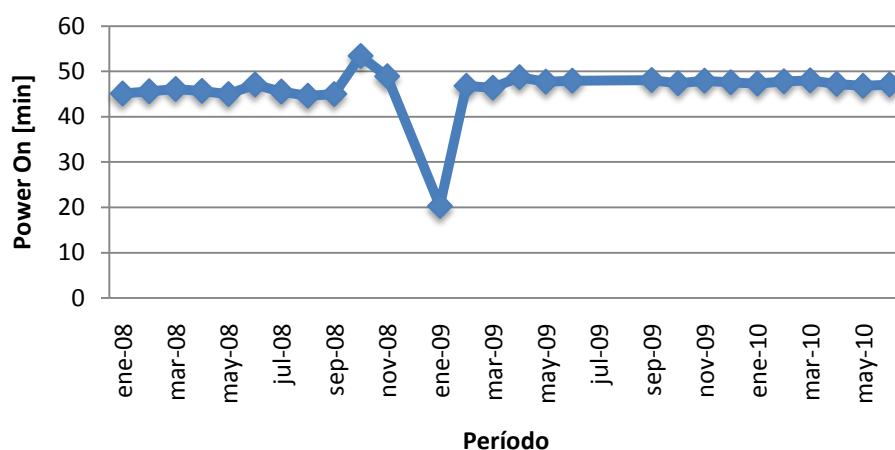


Figura 4.14: Power On

A la vista de los datos merece la pena destacar el uso de arrabio a partir de enero de 2009. El arrabio es un subproducto procedente del alto horno con un alto contenido de mineral de hierro y de carbón (96%/4% respectivamente) con lo que se consigue una fusión de alto rendimiento y con un porcentaje bajo de merma gracias a la ausencia de impurezas. Por otro lado, se consigue un aporte de energía extra gracias a la reacción exotérmica del carbón con el oxígeno aunque penaliza en cierto modo el consumo de este elemento.

El consumo de energía eléctrica, de carbón y de gas natural ha sido bastante irregular durante los dos últimos años, lo que muestra la baja fiabilidad del proceso en dicha época, aunque también influyó la calidad de la chatarra que entraba en el parque.

El consumo de electrodos muestra meses con mejores y peores resultados sin la realización de mejoras certificadas de ningún tipo. Se aprecia

que en el año 2008 se produjeron roturas en la mayoría de los meses, lo que hizo subir el consumo, y un mínimo histórico en 2006 de 1,5 kg/Tm. El consumo de electrodos se tratará como proyecto particular más adelante.

En cuanto al Power On o tiempo en el que se está dando corriente al horno, se mantiene bastante estable según el histórico de datos salvo en enero de 2009 con un valor de 20,3 minutos. Si observamos las toneladas de acero líquido que se obtuvieron (8.056 Tm) y la energía equivalente que se consumió (alta), parece indicar que fue un mes con escasa demanda, por lo que se realizaron pocas coladas y probablemente en dos cestas con bajo peso.

El consumo de oxígeno no se mantiene constante con el tiempo, aunque sí dentro de una franja entre los 22 y los 30 m³/Tm (sin contar julio de 2008 con un valor de 44,3 m³/Tm). A mayores consumos de oxígeno se producen mayores consumos de energía equivalente ya que la energía química depende directamente del consumo de oxígeno y gas natural de los mecheros. Además hay que tener en cuenta el consumo de oxígeno a través de lanza, ya que suele ser mayor.

Por lo tanto, como objetivos parciales, orientados a la consecución de la meta general de consumo de energía en el horno, se establecen los siguientes:

- **Consumo de energía eléctrica:** Se propone una meta de 425 kWh/Tm de acero líquido, lo que supone emplear menos de 53.500 kWh por colada, considerando un peso promedio de 125 Tm.
- **Consumo de oxígeno:** Se propone alcanzar una meta de 23 m³/Tm para reducir el consumo de energía química, lo que supone emplear alrededor de 3.000 m³ por colada, considerando un peso promedio de 125 Tm.

4.2.5. Identificación y selección de causas

En cuanto a la identificación de causas que afectan al consumo de energía y que puedan ser tratadas realizando pequeñas mejoras en el proceso se han clasificado en cuatro bloques:

- Chatarra
- Escoria
- Manejo de cucharas
- Operación

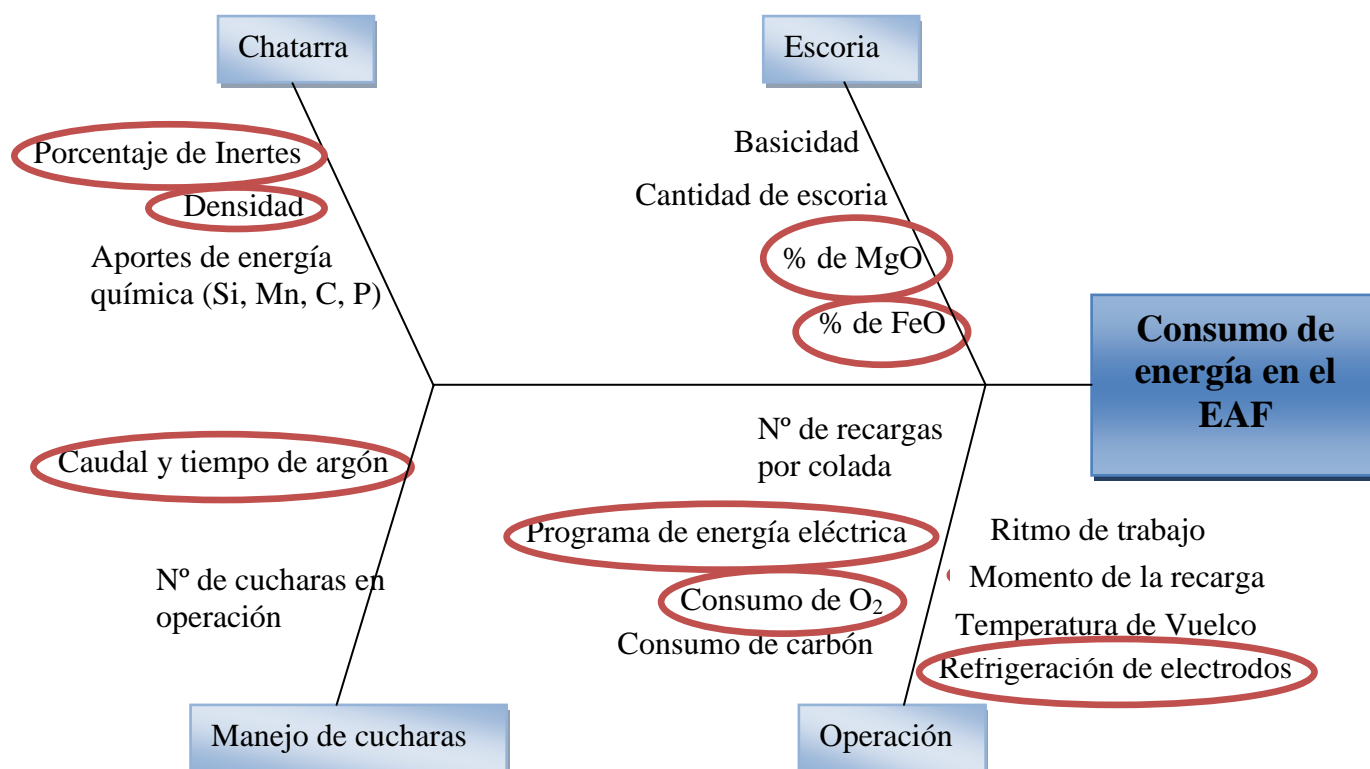


Figura 4.15: Identificación causas consumo de energía

- **Chatarra:** La calidad de la chatarra es un factor muy importante ya que se trata de la materia prima del proceso de fabricación de acero.
 - El porcentaje de inertes, es decir, restos no metálicos con alto punto de fusión afecta de forma directa al consumo de energía.
 - La densidad de la chatarra afecta a la compactación dentro de la cesta y por tanto al peso de la colada.
 - Los aportes de energía extra gracias a las reacciones exotérmicas que se dan con la inyección de oxígeno dependen del tipo y cantidad de estos elementos (Si, Mn, C, P principalmente).
- **Escoria:** La escoria en el horno permite aislar el baño de acero. Son importantes los siguientes parámetros:
 - La basicidad, ya que de ello depende la protección del refractario y la facilidad para desfosforar. Este parámetro se estudiará más adelante dentro del subproyecto de consumo de cal.
 - La cantidad de escoria debe ser adecuada ya que si es demasiado espesa no permitirá desulfurar ni espumará con el carbón, pero si es demasiado ligera tampoco espumará y además no protegerá el refractario ni las pailas.
 - Un cierto porcentaje de magnesia en la escoria permite la saturación de la misma de manera más rápida y con menor cantidad que con óxido de calcio, lo que supone un ahorro de cal

y una protección de las paredes y bóveda del horno más temprana.

- El porcentaje de óxido de hierro también es un factor importante y que interesa minimizar puesto que cuanta más cantidad haya en la escoria al finalizar la colada, más carbón habrá que inyectar para recuperarlo y la merma será mayor.
- **Manejo de cucharas:** Tiene que ver con la práctica operacional con las cucharas, distinguiéndose dos parámetros:
 - El caudal y tiempo de argón que se introduce en la cuchara tras el vuelco es importante por el consumo de argón que produce y por causar un enfriamiento de las cucharas tras el vuelco con el consiguiente aumento energético para elevar la temperatura de vuelco.
 - El número de cucharas afecta de forma importante al consumo energético puesto que cuantas más cucharas haya en el proceso mayores pérdidas térmicas habrá durante los tiempos de espera.
- **Operación:** Tiene que ver con la práctica operacional durante el proceso de fusión y se distinguen los siguientes parámetros:
 - El número de recargas por colada tiene que ver con las pérdidas térmicas con la apertura/cierre de la bóveda, y con el tiempo de parada durante la recarga, que reduce productividad por inactividad.
 - El programa de energía eléctrica es uno de los principales factores de consumo de energía en el horno. Interesa conseguir la máxima potencia durante el proceso de fusión, aunque para que esto se dé hay que tener en cuenta el momento de fusión y la protección del arco disponible.
 - El consumo de oxígeno como ya se ha visto aumenta el consumo de energía química y consecuentemente el consumo de energía equivalente, así como el aumento de la merma.
 - El consumo de carbón se puede realizar en forma de carbón espumante para proteger el arco eléctrico o como recarburante antes del vuelco. Un consumo elevado de carbón espumante sin elevar el consumo de oxígeno satura la escoria de carbón sin espumarla.
 - El ritmo de trabajo tiene que ver con el aspecto laboral de la gente presente en planta. Para llevar a cabo procesos de mejora tienen que conocer qué se hace y por qué se hace, así como encontrar motivaciones. De esto pueden depender errores humanos como altos o bajos consumos de oxígeno, de gas, de argón, roturas de electrodos o maquinaria, accidentes e incidentes, etc.
 - El momento de la recarga es un factor importante. Teniendo en cuenta que cuando se realiza la carga de la segunda cesta en el horno apenas hay escoria, interesa realizarla lo antes posible para evitar dañar las pailas y el refractario por los rebotes del

arco. También interesa vaciar la tercera lo antes posible pero por motivos de ahorro de energía. Parte de la energía empleada para la fusión de la segunda cesta termina de fundir chatarra de la primera cesta, de la misma manera que parte de la energía empleada para la fusión de la tercera cesta termina de fundir chatarra de la segunda cesta.

- La temperatura de vuelco debe intentar ser lo más baja posible ya que cuanto mayor temperatura alcance el baño, más energía habremos empleado en fundirlo.
- La refrigeración de los electrodos es importante por un lado por el efecto en el consumo de los mismos y porque permite alcanzar mayores intensidades si el caudal es el adecuado. No obstante, el consumo de electrodos se tratará más adelante como un subproyecto.

4.2.6. Estrategia de acción

Se va a establecer como prioridad la reducción de las pérdidas energéticas y la optimización del consumo de energía en el horno de fusión. Derivado de este proyecto de mejora se realizarán los subproyectos de consumo de electrodos y de consumo de cal paralelamente, desarrollados más adelante.

Para ello se establece el siguiente plan de acción:

Tabla 4.6: Plan de acción consumo de energía

Foco	Causa	Acción
Consumo de energía	Porcentaje de Inertes en la chatarra	1
	Densidad de chatarra	2 y 3
	Cantidad de MgO y FeO presente en la escoria	4
	Minimización del caudal de argón entre horno y afino	5
	Programa de energía eléctrica	6
	Consumo de oxígeno	7
	Momento de la recarga	8
	Temperatura de vuelco	9
	Refrigeración electrodos	10
	Otros: Fugas en pailas, Minimización de pérdidas térmicas	11

1- Porcentaje de Inertes en la chatarra

Los camiones con la chatarra deberán verter el contenido de forma que se extienda sobre el suelo con objeto de eliminar las posibles impurezas o elementos perjudiciales y penalizando económicamente al proveedor en función de la cantidad que apareciera entre la chatarra.

Grupo 1: Se intentarán apartar en la medida de lo posible para que no afecten al proceso de fusión o afino metalúrgico del acero. Lo forman plásticos, maderas, textiles, tierra, hormigón (inertes), caucho (alto % C), rodamientos (pueden contener Cr, Ni), muelles de torsión (alto %Si), contrapesos (alto %Pb), motores eléctricos (alto %Cu).



Figura 4.16: Impurezas

Grupo 2: Se apartarán de la chatarra por motivos de seguridad. Este grupo está formado por piezas de más de 1,5 metros, cables enrollados o sueltos, bidones abiertos que puedan constituir depósitos de agua, misiles, o chatarra radiactiva.



Figura 4.17: Bidones, cables y misiles

2- Densidad de la chatarra I

Con el objeto de facilitar la distribución por capas en las cestas, se realizará una separación de la chatarra por calidades procurando repartir los 10 vanos disponibles en el parque entre las dos grúas que cargarán la chatarra en las cestas.

Considerando las calidades más comunes que llegan a fábrica y procurando realizar una distribución similar cada 5 vanos para que las cestas se confeccionen de la manera más rápida posible entre ambas grúas, el parque se dividirá de la siguiente forma:

Tabla 4.7: Clasificación parque de chatarra

Vano	Tipo de Chatarra
0-1	Fragmentada, Estañada
1-3	Recorte nuevo de chapa
3-4	Chatarra de primera
4-5	Chatarra OA
5-7	Vigas
7-8	Chatarra OA
8-10	Fragmentada
10-11	Chatarra de primera

Calidades similares se podrán colocar de forma puntual en alguno de los vanos. Por ejemplo demolición industrial con OA, alambIÓN de neumático, o viruta con fragmentada, cizallada y oxicorte con recorte de chapa, arrabio al lado de la fragmentada para permitir su correcta visualización, etc.

3- Densidad de la chatarra II

Se cargará un *Mix de chatarra* que se distribuya de la siguiente manera: En la zona baja de las cestas cargar piezas largas y pesadas, y en la parte alta de las cestas cargar chatarras cizalladas y ligeras, conjuntamente con viruta. Éstas últimas también se pueden colocar en la zona más baja de las cestas para evitar desperfectos en las mismas.

Esta distribución persigue una serie de objetivos:

- Evitar la rotura de las pailas, ya que al colocar las piezas de mayor tamaño en la parte inferior de las cestas, cuando éstas se vacíen en el horno caerán en la parte inferior del mismo, alejadas de las pailas.
- Evitar la rotura de electrodos colocando chatarra esponjosa y ligera en la parte superior de las cestas. Con esto además se consigue una mejor penetración del electrodo, lo que se traduce en un menor consumo de energía eléctrica al comienzo y una estabilización más rápida del arco que evita fugas en las pailas o en la bóveda.
- Cargar una mayor cantidad de chatarra distribuyendo las calidades en función de su densidad.

Un ejemplo esta distribución por capas puede ser la siguiente, aunque hay que tener en cuenta que puede variar en función del stock de chatarra en el parque.

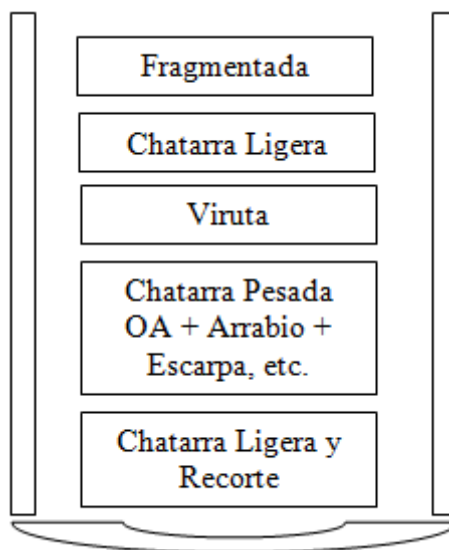


Figura 4.18: Ejemplo de distribución por capas



Figura 4.19: Distribución por capas

Tabla 4.8: Ejemplo de distribución por capas

	Cesta 1	Cesta 2	Cesta 3
Alambre de neumático	5		
Chapa estañada		5	5
Fragmentada	25	10	10
OA	5	5	
Primera demolición	10	20	15
Recorte nuevo de chapa	10		5
Perfiles internos	10	5	
TOTAL [Tm]	65	45	35

4- Cantidad de MgO y FeO presente en la escoria

Se comenzará a utilizar cal dolomítica para saturar la escoria en MgO. Se verá más detenidamente en el subproyecto de consumo de cal.

5- Minimización del caudal de argón entre horno y afino

Antes del vuelco se introducirá argón a la cuchara para comprobar que nada obstruye la boquilla del tapón poroso. Durante el vuelco no se utilizará argón para mezclar los materiales. De esta forma se consigue mantener la temperatura del acero, y ahorrar refractario y argón.

El siguiente documento ilustra de manera sencilla lo que se pretende poner en práctica durante el desarrollo del proyecto.

LUP – Borboteo de cucharas en espera
Se trata de minimizar el borboteo de las cucharas llenas que se encuentran en espera, con el objetivo de bajar el consumo de argón, la pérdida de energía y por consiguiente de electrodos y desde luego el desgaste refractario.
Cucharas fuera de servicio (sin rellenar) desde más de 8h :
<ul style="list-style-type: none"> - El borboteo se pone al vuelco, luego se baja al caudal mínimo hasta que no suba la cuchara al afino.
Otras cucharas :
<ul style="list-style-type: none"> - El borboteo se pone al vuelco, luego se cierra. - Se vuelve a abrir después de la carga de la segunda cesta, se averigua el funcionamiento correcto y se cierra enseguida. - Se comprueba otra vez el funcionamiento correcto antes de subir la cuchara al afino.

Figura 4.20: Borboteo de cucharas en espera

No obstante, para ayudar a la disolución de los materiales se realizarán los siguientes cambios en el proceso:

- Se agregará carbón a las 25 Tm y las ferroaleaciones, la cal y el espato a las 70 Tm.
- Se utilizará espato de menor granulometría.



Figura 4.21: Granulometría espato

6- Programa de energía eléctrica

Se estudiarán los diferentes programas eléctricos, optimizarlos, y crear programas individuales para cada cesta.

Para optimizar y controlar los pasos que dará cada programa es necesario conocer las tensiones a las que corresponde cada tap en nuestro transformador:

Tabla 4.9: Taps eléctricos

Tap	Tensión (V)
1	1000
2	965
3	930
4	895
5	862,5
6	825
7	790
8	755
9	720
10	685
11	651,25
12	617,25
13	583,75
14	553,75
15	526,75
16	500
17	473,75

A continuación se muestra la tabla inicial con los programas dados por el fabricante:

Tabla 4.10: Programas eléctricos

Programa	Variables	Pasos									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Tap	7	7	6	4	3	2	2	4	6	6
	Energía [kWh/Tm]	30	60	80	100	120	140	260	280	290	600
2	Tap	7	7	5	4	3	2	4	5	6	7
	Energía [kWh/Tm]	15	25	35	40	45	180	240	280	360	600
3	Tap	7	7	5	4	7	9	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	15	60	110	240	325	410	465	490	750	900
4	Tap	9	7	5	4	3	2	6	9	10	10
	Energía [kWh/Tm]	15	25	35	50	60	170	250	475	500	600
5	Tap	9	8	6	5	6	7	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	15	60	120	200	270	300	450	475	500	600

6	Tap	9	8	6	5	6	7	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	15	60	120	200	310	410	465	490	750	900
7	Tap	9	9	8	8	9	9	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	20	50	120	200	280	360	450	475	500	600
8	Tap	9	9	8	8	9	9	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	20	60	120	200	320	360	450	475	500	600
9	Tap	9	9	8	7	9	9	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	20	60	120	200	310	420	465	495	600	900
10	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	50	120	200	290	360	400	475	500	600
11	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	120	200	300	360	400	475	500	600
12	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	120	200	400	420	450	465	600	900
13	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	40	200	400	420	500	600	750	900
14	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	40	200	400	420	450	465	600	900
15	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	40	200	400	420	450	465	600	900

Durante la realización del proyecto se han llevado a cabo los siguientes cambios:

- **Primer cambio:** Se comienza trabajando sobre los programas 1, 2 y 3 para realizar pruebas y definir un programa para cada cesta. Con el objeto de proteger la bóveda durante la etapa de penetración se aumentan los taps dos posiciones (de 7 a 9) para reducir la tensión y consecuentemente aumentar la intensidad, reduciendo la longitud del arco.
- **Segundo cambio:** Debido a los rebotes del arco que se continúan produciendo, las pailas de la bóveda tienen que ser reparadas cada poco tiempo, y la bovedilla aguanta pocas coladas (menos de 200). Se vuelven a cambiar los taps de los programas 1, 2 y 3 del 9 al 11 en el paso 1, así como el tap del paso 3 en el programa 2 para continuar con esa tensión durante dos pasos. Al mismo tiempo se define una mayor energía para cambiar de paso en los programas utilizados para las dos últimas cestas:

Programa 2: Paso 1 de 15 a 30 kWh, Paso 2 de 25 a 35 kWh, Paso 3 de 35 a 40 kWh, Paso 4 de 40 a 45 kWh, Paso 5 de 45 a 55 kWh

Programa 3: Paso 1 de 15 a 30 kWh

- **Tercer cambio:** Se reduce la impedancia para conseguir una mayor intensidad máxima y hacer el arco más estable.
- **Cuarto cambio:** Se establece una primera clasificación de programas por cestas:

Cesta 1: Programa 1, reduciendo el tiempo del primer paso con tap 11 por considerarse excesivo (de 30 a 20 kWh).

Cesta 2: Programa 2, realizando nuevamente modificaciones en la energía para adelantar el programa y por tanto la recarga de la tercera cesta, así como repartir cada tap de forma más uniforme.

Cesta 3: Programa 3 o Programa 4. Debido a problemas de infundidos en el horno al terminar algunas coladas con el programa 3 por el grosor, la longitud, y las impurezas de la chatarra, si se da el caso se debe utilizar para las siguientes coladas el nuevo programa 4 (copia del programa 2 anterior).

- **Quinto cambio:** Se aumentan los taps del programa 2 en los pasos 2 y 3 (de 7 a 9 y de 6 a 7) para reducir la tensión y la longitud del arco durante la penetración. Asimismo, se modifican los pasos del 5 al 10 para que la progresión sea más escalonada y utilizar mayores tensiones.

Se crea el programa 10 para la cesta 1 con menos pasos para acelerar el momento de la recarga.

Se define la utilización del programa 9 para la primera cesta tras un período de inactividad ya que utiliza taps altos con baja longitud de arco durante todos los pasos, con lo que se evita que los rebotes dañen las pailas y el refractario y se comience a calentar el horno.

Tras el período de cambios, se consideran ajustados y optimizados con buenos resultados los siguientes programas:

Cesta 1: Programa 10 en ciclo o Programa 9 tras inactividad.

Cesta 2: Programa 2.

Cesta 3: Programa 3 con buena calidad de chatarra o Programa 4 si aparecen infundidos.

En la página siguiente se puede observar la nueva tabla con todos los cambios realizados en los programas:

Tabla 4.11: Cambios en programas eléctricos

Programa	Variables	Pasos									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Tap	11	7	6	4	3	2	2	4	6	6
	Energía [kWh/Tm]	20	60	80	100	120	140	260	280	290	600
2	Tap	11	9	7	4	3	2	2	4	6	6
	Energía [kWh/Tm]	30	60	100	140	160	180	260	300	500	600
3	Tap	11	7	5	4	7	8	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	30	65	110	240	370	435	465	490	750	900
4	Tap	11	7	7	4	3	2	4	5	6	7
	Energía [kWh/Tm]	30	35	40	45	55	180	240	280	360	600
5	Tap	9	8	6	5	6	7	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	15	60	120	200	270	300	450	475	500	600
6	Tap	9	8	6	5	6	7	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	15	60	120	200	310	410	465	490	750	900
7	Tap	9	9	8	8	9	9	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	20	50	120	200	280	360	450	475	500	600
8	Tap	9	9	8	8	9	9	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	20	60	120	200	320	360	450	475	500	600
9	Tap	9	9	8	7	9	9	9	9	9	9
	Energía [kWh/Tm]	20	60	120	200	310	420	465	495	600	900
10	Tap	11	7	4	2	4	6	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	80	140	260	300	700	700	700	700	700
11	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	120	200	300	360	400	475	500	600
12	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	120	200	400	420	450	465	600	900
13	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	40	200	400	420	500	600	750	900
14	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	40	200	400	420	450	465	600	900
15	Tap	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	Energía [kWh/Tm]	20	60	40	200	400	420	450	465	600	900

Considerando una colada en ciclo sin problemas de ningún tipo (fósforo o carbón demasiado alto, mala calidad de la chatarra, infundidos, inadecuada espumación de la escoria, fugas de agua, etc.), el esquema de fusión con los programas 10-2-3 es el siguiente:

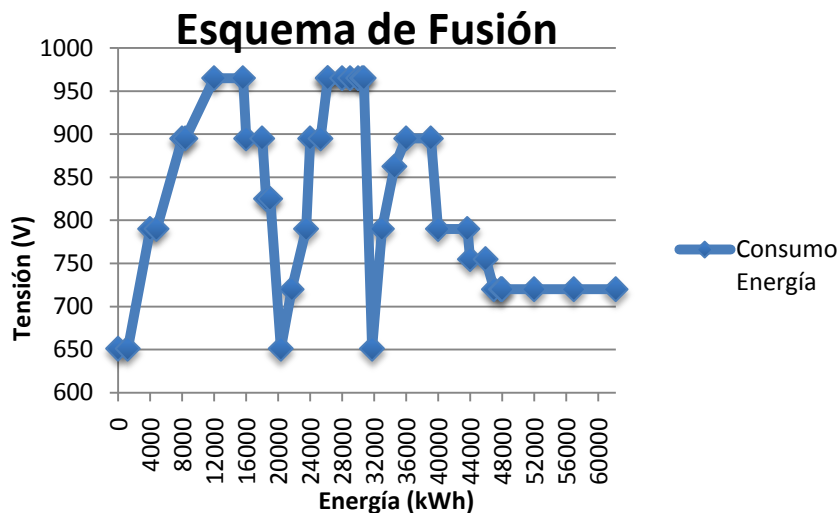


Figura 4.22: Esquema de fusión

Como se puede apreciar, las cestas siguen aproximadamente el mismo esquema, con la salvedad de que unas tienen mayores o menores taps en función la etapa (con mayor o menor protección por la chatarra o la escoria) para garantizar la fusión de la chatarra.

7- Consumo de oxígeno

Para mejorar el consumo de oxígeno se crearán programas que estandaricen los pasos que deben seguir los mecheros de forma automática, de la misma manera que los programas de las cestas. Para ello se tendrán en cuenta las siguientes consideraciones:

- El funcionamiento de los mecheros debe comenzar al inicio de la primera cesta cuando se hayan empleado al menos 5.000 kWh. De esta manera se garantiza la temperatura suficiente en el horno como para que se dé la combustión espontánea entre oxígeno y gas sin peligro de acumulaciones de gas natural.
- Los mecheros se deben apagar antes de que finalice la fusión de cada cesta ya que de otra manera se consumiría oxígeno y gas innecesariamente puesto que la efectividad va disminuyendo.
- Se debe garantizar el balance estequiométrico entre ambos reactivos para que la combustión sea efectiva.

El programa diseñado durante el proyecto con estas consideraciones ha sido el siguiente:

Tabla 4.12: Programas de mecheros

	Paso	Gas (m ³ /h)	Oxígeno (m ³ /h)	Energía equivalente kWh
Cesta 1	1	200	400	5.000-6.000
	2	300	600	8.400
	3	300	700	15.600
	4	0	0	19.000
Cesta 2	1	200	400	21.700
	2	350	700	25.300
	3	200	500	28.000
	4	0	0	30700
Cesta 3	1	200	400	34.550
	2	300	600	40.000
	3	100	200	43.650
	4	0	0	62.200

Como se puede observar, los tres mecheros siguen los mismos cuatro pasos con cada cesta. La cantidad de oxígeno siempre duplica a la de gas para cumplir con el balance estequiométrico salvo en el paso tres de las dos primeras cestas. En estos casos se inyectan 100 m³/h más de los necesarios para producir la postcombustión del monóxido de carbono por temas medioambientales (el CO₂ no es dañino mientras que el CO sí lo es), además de ayudar la combustión a calentar el baño por convección forzada.

Por otro lado, la energía equivalente máxima de cada paso se ha definido teniendo en cuenta la cesta en que encuentra en ese momento en el horno y el momento de las recargas definidas en el siguiente punto.

De esta manera, el gráfico con el consumo de oxígeno de los tres mecheros y las tensiones durante la fusión utilizando los programas 10-2-3 quedaría de la siguiente manera:

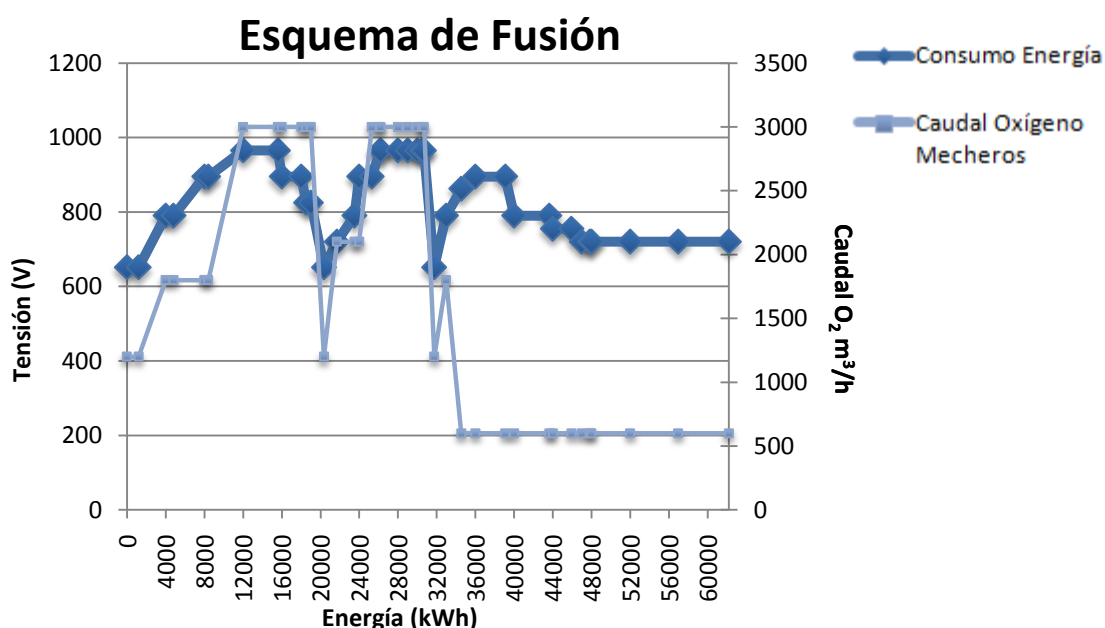


Figura 4.23: Esquema de fusión y mecheros

Conviene destacar que aunque los pasos de los programas en la tercera cesta contemplen algo más de 62.200 kWh para terminar la colada según la energía máxima especificada en cada paso, en la práctica se suele cortar corriente entre los 45 y 52 kWh.

No obstante, estos programas automáticos se han establecido considerando que el carbón procedente de la chatarra se encuentra en torno a un valor óptimo de 0,15 %, de tal forma que no se utilizan en modo lanza porque es suficiente con el caudal de oxígeno del manipulador.

Para establecer las condiciones concretas en la que los mecheros tienen que actuar en modo lanza para oxidar el baño, y cuándo utilizar el manipulador, se entregó la siguiente nota informativa:

LUP – Uso del oxígeno del OBT			
Objetivo : Decarburar la colada evitando las pérdidas de tiempo y haciendo un uso eficiente del oxígeno.			
El contenido de carbono se obtiene de la muestra analizada de la colada anterior.			
Concentración de Carbono	Primera Cesta	Segunda Cesta	Tercera Cesta
0,15% C	-	-	Manipulador a partir de 3.000 kWh
0,16-0,2 % C	-	Mecheros en lanza larga a partir de 5.000 kWh	Manipulador a partir de 2.000 kWh
> 0,2 % C	-	Mecheros en lanza larga a partir de 3.000 kWh	Manipulador a partir de 2.000 kWh
Si el contenido es menor de 0,15 %, agregar las siguientes cantidades de carbón:			
Concentración de Carbono	Carbón a agregar [kg]	Concentración de Carbono	Carbón a agregar [kg]
0,01 % C	175	0,08 % C	87,5
0,02 % C	162,5	0,09 % C	75
0,03 % C	150	0,010 % C	62,5
0,04 % C	137,5	0,011 % C	50
0,05 % C	125	0,012 % C	37,5
0,06 % C	112,5	0,013 % C	25
0,07 % C	100	0,014 % C	12,5

Figura 4.24: Uso del oxígeno en OBT

Con concentraciones inferiores a 0,15 % de carbono, se agrega la cantidad necesaria para alcanzar la concentración óptima para la utilización de oxígeno considerando un baño de 125 Tm.

$$M_{\text{carbón}} = \frac{100 \cdot (0,15\% - X\%) \cdot 125.000 \text{ kg}}{100\% \text{ de carbón en aleación madre} \cdot 100 \% \text{ (tasa de recuperación de carbón)}}$$

Con concentraciones superiores a 0,2 % de carbono, el manipulador de oxígeno tendrá que actuar durante más tiempo. Para comprobar la concentración de carbón habrá que ir sacando muestras periódicamente durante la descarburación en la etapa de calentamiento.

8- Momento de la recarga

Se establecerán unos consumos de energía eléctrica máximos para cada cesta para realizar la recarga de la siguiente cesta.

Recarga de la segunda cesta: A los 19.000 kWh, ya que una vez se ha fundido la chatarra, el arco eléctrico radia las paredes del horno con la consecuente pérdida de energía y desgaste de refractarios y superficie de las pailas.

Recarga de la tercera cesta: A los 30.000 kWh, ya que la escoria tiene la basicidad necesaria pero no la viscosidad para realizar la espumación con oxígeno y carbón.

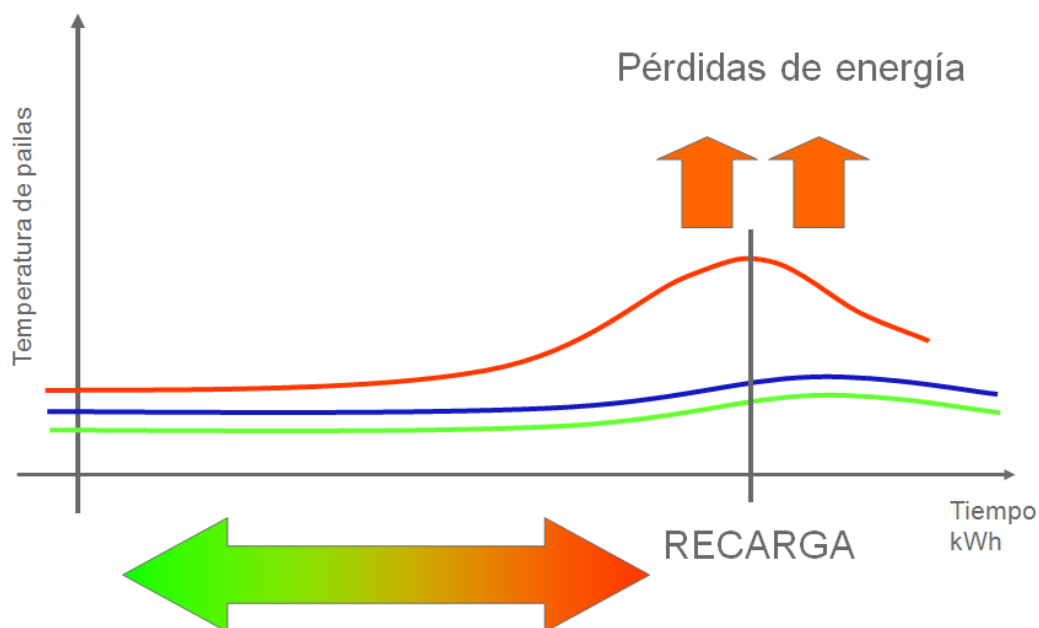


Figura 4.25: Recarga de cestas

9- Temperatura de vuelco

Con el objetivo de reducir en la medida de lo posible la temperatura de vuelco para eliminar posibles consumos innecesarios de energía, se definirán temperaturas mínimas de vuelco.

El mensaje se ha transmitido a los operarios mediante documentos de fácil comprensión:

LUP – Temperatura de vuelco en OBT	
Esta LUP establece las pautas para el cálculo de la temperatura mínima de vuelco en OBT en función de la cuchara que se utilice y del estado térmico del horno. Con ello se minimiza la posibilidad de formación del fondo frío en las cucharas y los problemas de apertura y obstrucción de buza en el horno.	
Siempre que sea posible la cuchara deberá meterse debajo del horno 10 minutos antes del vuelco, es decir entre 40 y 45 <u>MWh</u> .	
<ul style="list-style-type: none"> - Cuchara en ciclo (más de 2 coladas seguidas) y menos de 10 minutos debajo del horno. - Cuchara roja. 	1615°C – 1630°C
<ul style="list-style-type: none"> - Cuchara nueva. - Cuchara fuera de ciclo (más de 4 horas sin colar). - Cuchara con más de 15 minutos debajo del horno. - Otros casos. 	Mayor a 1630°C
- Primera colada con horno frío	Mayor a 1650°C

Figura 4.26: Temperatura de vuelco en OBT

10- Refrigeración de electrodos

Se procurará ajustar el caudal de refrigeración de los electrodos para garantizar que se vierta la menor cantidad de agua posible en el baño y así disminuir el consumo energético. Se verá más detenidamente en el subproyecto de consumo de electrodos.

11- Otros: Fugas en pailas y Minimización de pérdidas térmicas

Para reducir las fugas de agua que se venían produciendo en el horno, y para minimizar las paradas de mantenimiento debidas a las mismas se realizará la compra de pailas mixtas de acero y cobre (más resistentes), y pruebas de detección de grietas antes de arrancar mediante líquidos penetrantes.

Por otro lado, se minimizarán en la medida de lo posible las pérdidas térmicas que se producen por la puerta de desescoriado y en las aperturas y cierres de bóveda. Para ello se debe reducir el tiempo de carga de cesta coordinando adecuadamente al gruista con el combinador del horno, y mantener la puerta de desescoriado lo más cerrada posible durante la fusión.

4.2.7. Verificación de resultados

Tras la realización de las diversas acciones, los resultados obtenidos antes de que acabe el semestre, a finales de noviembre de este año son muy positivos. Los datos recopilados aparecen reflejados en la siguiente tabla:

Tabla 4.13: Resultados consumo de energía eléctrica

Mes [2010]	Energía Equivalente [kWh/Tm]	Energía Eléctrica [kWh/Tm]	Oxígeno [m ³ /Tm]	Power On [min]
Julio	698,55	548,5	30,4	48,2
Agosto	543	433,85	26	47,3
Septiembre	529,85	443,9	24	46,5
Octubre	525,17	436,2	22,5	45,3
Noviembre	523,30	433,1	23,1	44,9

Como se puede observar, a falta de los resultados del último mes del año, se han obtenido mejoras en estos cuatro indicadores.

Los valores de estos indicadores han ido variando, y en la mayoría de los casos mejorando de un mes a otro, aunque no hay que olvidar que se trata de un proceso dinámico y real en el que pueden surgir problemas que empeoren los números.

Oxígeno

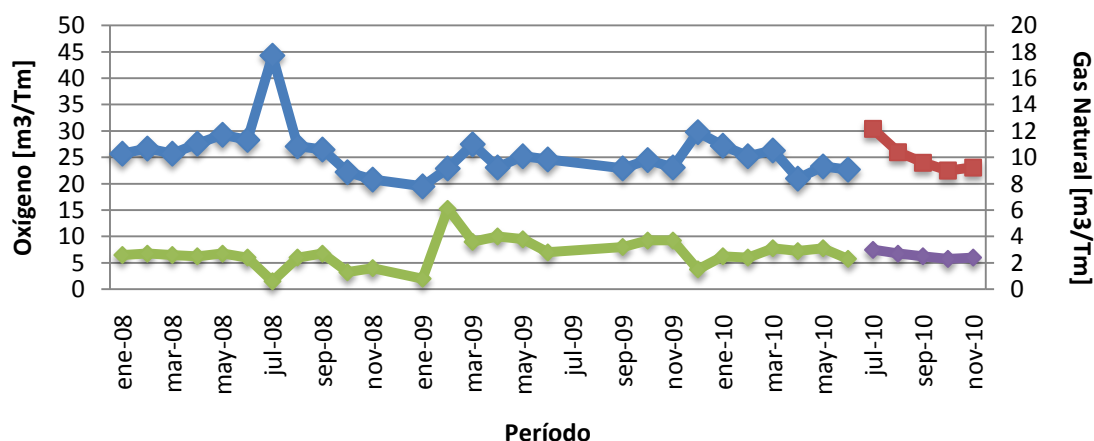


Figura 4.27: Resultado de consumo de oxígeno

Gracias a las mejoras en la calidad de la chatarra y la estandarización de los programas de los mecheros, se ha conseguido reducir el consumo de oxígeno prácticamente hasta el objetivo de 23 m³/Tm con un consumo prácticamente igual de gas natural. Esto quiere decir que anteriormente durante el proceso se oxidaba demasiado el baño ya fuera con el manipulador o con los mecheros en modo lanza, hecho que probablemente estuviera relacionado con la mala calidad de la chatarra recibida.

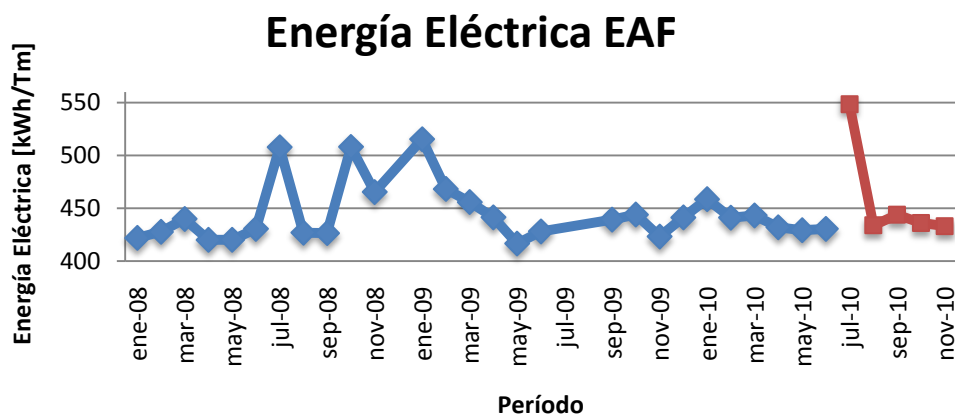


Figura 4.28: Resultado de consumo de energía eléctrica

La energía eléctrica comenzó el semestre con un valor bastante desalentador de 548 kWh/Tm, aunque como se ha observado por los datos de otros años, se trata de un ciclo que se produce por la baja productividad del mes de julio. Inmediatamente después comenzó a bajar nuevamente y a obtener unos valores progresivamente mejores que en el primer semestre, aunque la reducción sea muy leve.

Las acciones que sin duda han contribuido a aproximar los valores a la meta han sido la optimización y establecimiento de programas eléctricos específicos, la estandarización del momento de recarga, y la minimización del borboteo de argón en la cuchara que inevitablemente ha contribuido a la reducción de la temperatura de vuelco.

No obstante, a finales de noviembre no se habría cumplido el objetivo de llegar a los 425 kWh/Tm, siendo el valor de este mes de 433,1 kWh/Tm. De permanecer así hasta el mes de diciembre, el indicador se habría desviado un - 1,8 % del objetivo, aunque considerando la evolución de los datos de este semestre y a la espera de los resultados, se puede estimar que tenderá a la baja.

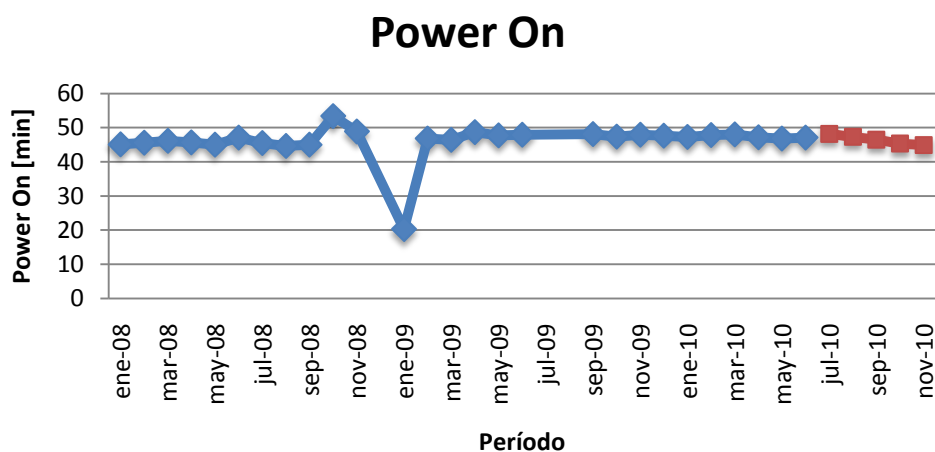


Figura 4.29: Resultado de Power On

Gracias a las mejoras producidas en los programas eléctricos, en la calidad de la chatarra, a la coordinación del momento de recarga de cestas y vaciado de cal (en la segunda cesta), y a la reducción de las fugas en las pailas del horno, se ha conseguido un tiempo de power on a finales de noviembre de 44,9 minutos.

Energía Equivalente EAF

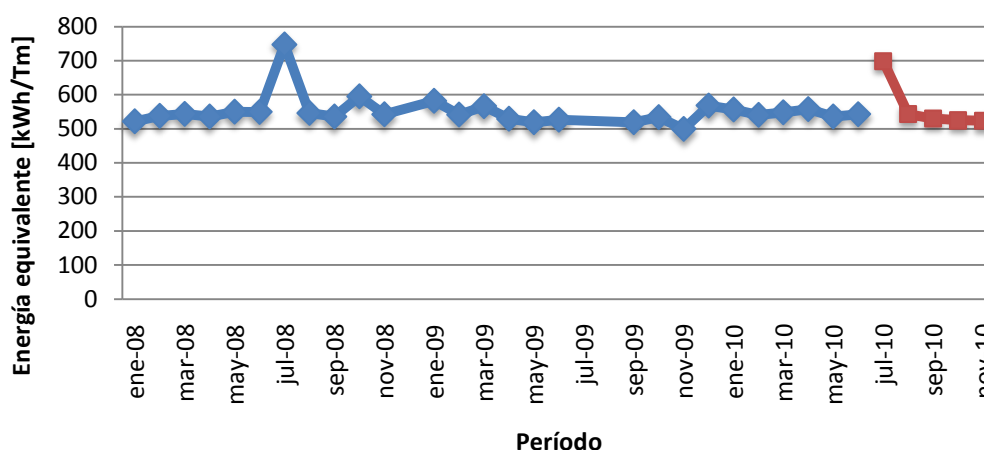


Figura 4.30: Resultado de consumo de energía equivalente

La energía equivalente empezó de la misma manera que la energía eléctrica el semestre, ya que están relacionadas. Sin embargo, dada la mejora obtenida entre los meses de agosto a noviembre tanto en energía eléctrica, como en energía química gracias al ahorro de oxígeno, se han obtenido unos valores muy cercanos al objetivo en el último mes, de 523,3 kWh/Tm frente a los 522 kWh/Tm buscados.

Considerando finalmente la energía equivalente como indicador principal del proyecto, y teniendo en cuenta que se ha conseguido en el mes de noviembre un consumo de 523,3 kWh/Tm, pese a que esté desviado del objetivo un 0,2 %, el valor es optimista teniendo en cuenta que falta un mes para acabar el año.

Teniendo en cuenta que la producción real entre julio y noviembre ha sido de 145.943 Tm, y que el consumo se ha reducido un 4,3 %, el ahorro real que se ha producido a día de hoy es de 113.708 €.

$$(546,91 - 523,3) \text{ kWh/Tm} \cdot 0,033\text{€/kWh} = 0,77913 \text{ €/Tm}$$

$$0,77913 \text{ €/Tm} \cdot 145.943 \text{ Tm} = 113.708 \text{ €}$$

Considerando además que este valor de energía equivalente se mantiene durante el mes de diciembre, y conociendo el tonelaje de pedidos para este próximo mes, que es de 25.800 Tm, se puede estimar el ahorro total del semestre:

$$0,77913 \text{ €/Tm} \cdot 171.743 \text{ Tm} = 133.810 \text{ €}$$

Lo que supondría una desviación de – 2,8 % con respecto al objetivo.

Si se consiguiera llevar al valor objetivo de 522 kg/Tm, el ahorro sería de 134.916 €, lo que aún así supondría una desviación de -2,04 %.

$$(0,77913 \text{ €/Tm} \cdot 145.943 \text{ Tm}) + (0,82203 \text{ €/Tm} \cdot 25.800 \text{ Tm}) = 134.916 \text{ €}$$

Por lo tanto, para conseguir el ahorro monetario esperado, el consumo de energía equivalente a finales de semestre debería de ser de 518,69 kWh/Tm.

$$(0,77913 \text{ €/Tm} \cdot 145.943 \text{ Tm}) + (x \text{ €/Tm} \cdot 25.800 \text{ Tm}) = 137.733 \text{ €}$$

$$x = 0,93118 \text{ €/Tm}$$

$$(546,91 - x) \text{ kWh/Tm} \cdot 0,033 \text{ €/Tm} = 0,93118 \text{ €/Tm}$$

$$x = 518,69 \text{ kWh/Tm}$$

4.3. Reducción del consumo de electrodos

4.3.1. Introducción

El alto consumo de electrodos en el proceso de fusión de la chatarra genera una serie de sucesos interrelacionados: Aumento de costes proporcional al consumo de electrodos; Menor capacidad productiva cuanto mayor sea el número de cambio de electrodos o la necesidad de nivelarlos; Mayor número y tiempo de paradas, con la correspondiente pérdida económica que supone, y un mayor volumen de tareas de mantenimiento correctivo; y una mayor generación de gases que afecta negativamente al medio ambiente.

Observando el histórico de datos comprobamos que el valor mínimo de consumo ha sido 1,5 kg/Tm y el máximo 2,9 kg/Tm, con un valor promedio de 2,19, 1,70, y 1,75 kg/Tm durante el 2008, 2009, y primer semestre de 2010 respectivamente.

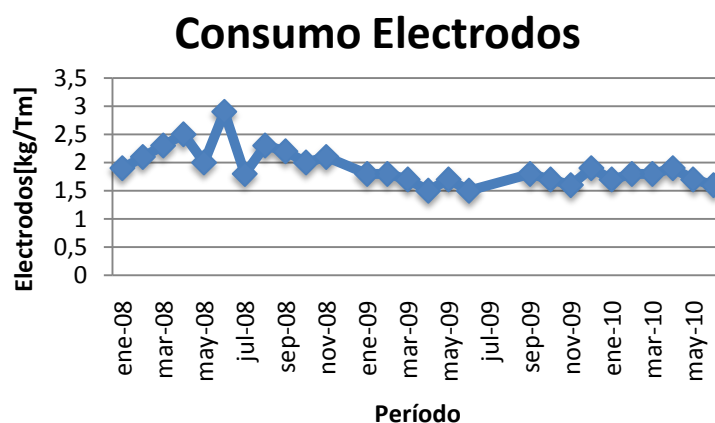


Figura 4.31: Consumo de electrodos

Comparando el consumo de electrodos en el horno de arco eléctrico de la planta en la que se ha desarrollado el proyecto con otras plantas del grupo que también cuentan con horno de fusión en sus instalaciones durante el primer semestre de 2010 se ha obtenido lo siguiente:

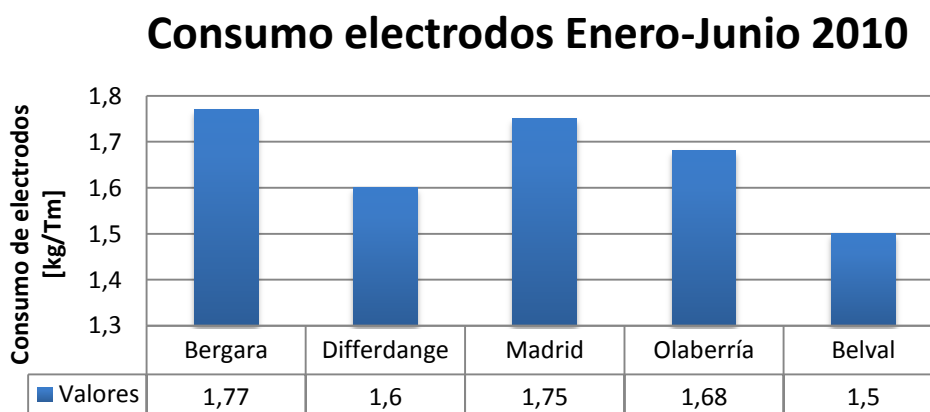


Figura 4.32: Consumo de electrodos Enero-Junio 2010

La fábrica de Madrid tiene un valor de 1,75 kg/Tm durante el primer semestre de este año, lo que la convierte junto a la planta de Bergara en los dos peores resultados con respecto a otras fábricas del grupo. Resulta alarmante a la vista de los datos que durante el año 2008 se hubiera declarado un consumo de 2,19 kg/Tm, aunque se desconocen los factores que pudieron haberlo causado.

Con motivo de controlar y reducir el consumo de electrodos, se establece un valor a alcanzar de 1,59 kg/Tm, aún por encima del benchmark (Belval), pero alcanzable a medio plazo (finales del 2010), lo que supondría una reducción de consumo de electrodos de 9,14 % (0,16 kg/Tm).

Considerando que el coste medio de electrodos a junio de 2010 es de 3.120,43 €/Tm, si se consigue el consumo objetivo de 1,59 kg/Tm, se espera obtener un ahorro de 0,49926 €/Tm ac. líq.

$$0,00016 \text{ Tm elect./Tm acero líq.} \cdot 3.120,43 \text{ €/Tm elect.} = 0,49926 \text{ €/Tm ac. líq.}$$

Si la producción estimada para el año 2010 es de 382.500 Tm, y la producción durante el primer semestre ha sido de 214.947 Tm, el ahorro estimado durante el segundo semestre con una producción de 167.553 Tm es de 83.652 €.

$$0,49926 \text{ €/Tm} \cdot 167.553 \text{ Tm} = 83.652 \text{ €}$$

4.3.2. Desdoblamiento del problema

El consumo de electrodos se produce por varios factores:

- a) Oxidación en la superficie.
- b) Desgaste por el arco en la punta.
- c) Roturas por fuerzas electromagnéticas.
- d) Fallos y grietas en los extremos roscados.

a) Oxidación de la superficie

Tanto en uso como en reposo, los electrodos sufren oxidación por efecto de la atmósfera (contenedora de O₂). Este efecto se acentúa con la temperatura (a partir de 500 °C), lo que se traduce en un mayor consumo durante la fusión y un menor consumo entre coladas o durante su transporte tras su utilización, ya que son los momentos en los que el electrodo aún se encuentra caliente.

Para reducir la oxidación de la superficie lateral de los electrodos se dispone de un caudal de agua que refrigera la zona afectada para reducir su temperatura. No obstante, esta refrigeración genera un gradiente de temperaturas que favorece la formación de cortezas de electrodo que pueden

provocar la transmisión de la corriente a la bovedilla o una rotura por un enganchón.



Figura 4.33: Refrigeración electrodos

b) Desgaste por el arco en la punta

Este factor supone el 50% del consumo total y depende de la intensidad de la corriente eléctrica y del tiempo en el que el electrodo está sometido a intensidad máxima. Este desgaste se expresa según la fórmula empírica de Jordan:

$$C_{da} = 0,3 \cdot \sqrt{I^3} \cdot \frac{t}{p}$$

C_{da} \equiv Consumo de electrodos por desgaste en punta [kg/Tm de acero líquido]

I \equiv Intensidad de la corriente [Ka]

t \equiv Factor de tiempo a plena potencia (tiempo de colada) [h]

p \equiv Peso de colada [Tm]

Es decir, que cuanto mayor sea la intensidad de la corriente, mayor será el desgaste en punta del electrodo, y lo mismo ocurre con el tiempo de colada, por lo que desde el punto de vista económico interesa reducir la intensidad y el tiempo de colada (Power On).

Sin embargo, es evidente que para una misma intensidad de corriente y un mismo tiempo de colada, si el peso de la misma es mayor, se producirá una disminución del consumo en punta debido a que se cuantifica en kg/Tm.

c) Roturas por fuerzas electromagnéticas

Se trata de las roturas que se producen por la interacción de las fuerzas electromagnéticas entre electrodos al paso de la corriente eléctrica.

La fuerza electromagnética F entre dos conductores viene dada por la expresión:

$$F = i_1 \cdot i_2 \cdot \frac{\mu \cdot L}{2 \cdot \pi \cdot d} = K \cdot i_1 \cdot i_2$$

$i_1, i_2 \equiv$ Valores de las intensidades que circulan por ambos conductores

$\mu \equiv$ Permeabilidad magnética del vacío $= 4\pi \cdot 10^{-7}$ H/m

$L \equiv$ Longitud de los conductores

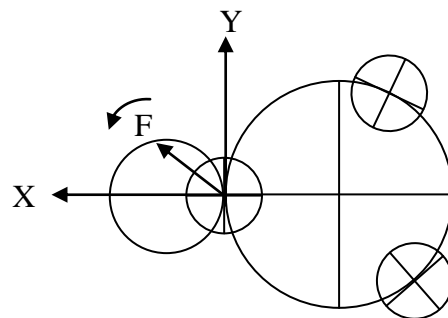
$d \equiv$ Distancia entre conductores

Para una disposición triangular de los electrodos, tomando como referencia la fase 2, resulta:

$$i_1 = i \cdot \sin(\omega t - 120) \quad i_2 = i \cdot \sin(\omega t) \quad i_3 = i \cdot \sin(\omega t + 120)$$

$i \equiv$ Valor máximo de la intensidad

$\omega = 2\pi f$, siendo f la frecuencia de la corriente (50 Hz)



Las fuerzas sobre el electrodo 2 causadas por los electrodos 1 y 3 serán:

$$F_{12} = -k \cdot i^2 \cdot \sin(\omega t) \cdot \sin(\omega t - 120)$$

$$F_{23} = -k \cdot i^2 \cdot \sin(\omega t) \cdot \sin(\omega t + 120)$$

Las componentes de ambas fuerzas sumadas vectorialmente resultan:

$$F_x = k \cdot \frac{\sqrt{3}}{4} \cdot i^2 \cdot (1 - \cos \omega t)$$

$$F_y = k \cdot \frac{\sqrt{3}}{4} \cdot i^2 \cdot \sin 2\omega t$$

La fuerza resultante es como un vector F que gira a una frecuencia doble (100 Hz) y cuyo módulo es:

$$|F| = k \cdot \frac{\sqrt{3}}{2} \cdot i^2 \cdot |\sin \omega t|$$

de valor máximo:

$$F_{\text{máx}} = k \cdot \frac{\sqrt{3}}{2} \cdot i^2$$

de valor medio en dirección x:

$$F_{\text{xm}} = k \cdot \frac{\sqrt{3}}{4} \cdot i^2$$

de valor medio en dirección y:

$$F_{\text{ym}} = 0$$

Para una variación sinusoidal de i , siendo I el valor eficaz:

$$F_{\text{xm}} = k \cdot \frac{\sqrt{3}}{2} \cdot I^2$$

El par de torsión en la unión del electrodo con la mordaza será:

$$T = F_{\text{xm}} \cdot \frac{L}{2}$$

Y la carga de trabajo por torsión:

$$\sigma_t = \frac{T}{M_r} = \frac{F_{\text{xm}} \cdot \frac{L}{2}}{\pi \cdot \frac{D_e^3}{32}} = \frac{k \cdot \frac{\sqrt{3}}{2} \cdot I^2}{\pi \cdot \frac{D_e^3}{32}}$$

donde:

$M_r \equiv$ Momento resistente

$D_e \equiv$ Diámetro del electrodo

Por tanto, se puede concluir que para columnas de electrodos largas y altas intensidades, la carga de trabajo puede superar la resistencia del electrodo y producirse la rotura. Con arcos largos, que dan lugar a intensidades más bajas, la carga de trabajo disminuye drásticamente. Es decir, que a efectos de reducir las roturas por fuerzas electromagnéticas conviene utilizar intensidades bajas y electrodos de menor longitud.

d) Fallos y grietas en los extremos roscados

Se trata de roturas que comienzan por pequeñas fisuras en el propio electrodo o en las uniones entre los mismos, y que terminan propagándose.

Estas uniones se realizan mediante nipples (elementos roscados con forma de doble cono), y sufren tensiones por estrés térmico que provoca que electrodo y nipple se expandan y contraigan.

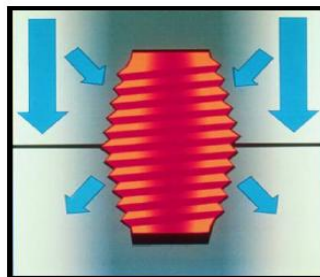


Figura 4.34: Nipple

No obstante, existen diferentes modos de fallo identificados por unas características concretas:

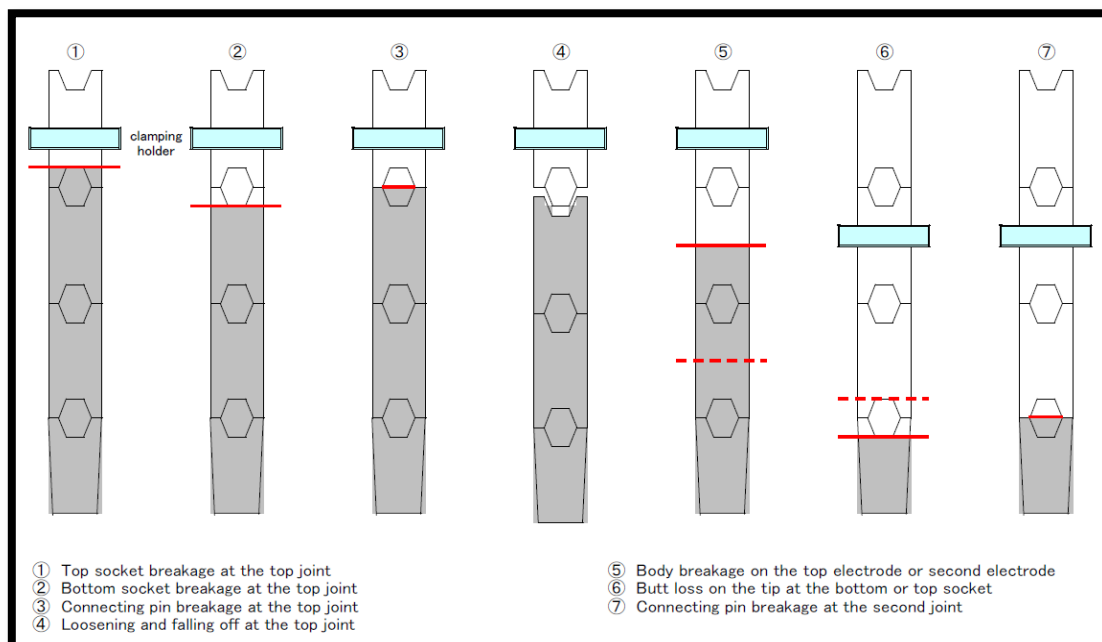


Figura 4.35: Tipos de roturas en electrodos

1 y 2 – Rotura en la base del nipple (parte superior o inferior)

Se pueden producir por varios factores:

- Choque entre el electrodo y una pieza demasiado grande de chatarra. Esto ocurre cuando una pieza grande se encuentra más alta que el resto del montón de chatarra, de tal forma que uno de los electrodos toque dicha pieza pero no se genere arco porque ninguno de los otros dos electrodos ha llegado aún a la chatarra. Al no saltar el arco, el sistema no interpreta la longitud del mismo para corregirlo y por tanto continúa descendiendo hasta provocar la rotura. También ocurre cuando hay piezas de materiales no

conductores como hormigón, lo que evita que el electrodo haga saltar el arco eléctrico y rompa.

- Problemas de alineamiento de la bovedilla, ya que al tener los agujeros descentrados se incrementa el riesgo de roces de los electrodos o enganches de cortezas.
- Vibraciones debidas a un arco inestable: Se producen por una regulación inadecuada del programa eléctrico como demasiada intensidad durante la fase de penetración o por la caída de chatarra durante la segunda fase.
- Nipple demasiado corto, lo que genera una holgura entre el nipple y el electrodo.

3 – Rotura en el diámetro máximo del nipple

Se debe principalmente a cuatro factores:

- Pérdida de unión entre el nipple y el electrodo debido a un par de apriete insuficiente o vibraciones extremas.
- Suciedad o trozos de fragmentos incrustados entre el electrodo y el nipple.
- Fuerza de agarre insuficiente del nipple, que no es capaz de aguantar el peso del electrodo y la punta.
- Mal diseño del nipple (demasiado largo), lo que provoca una holgura entre los electrodos en la parte de mayor diámetro del nipple.

4- Rotura en cualquier diámetro del nipple y caída de electrodo

La rotura se produce por la propagación de una fisura en el nipple como resultado de un incorrecto almacenamiento, transporte o manipulación de los mismos.

La caída de un electrodo se debe a un par de apriete insuficiente, a suciedad en la unión, o a la oxidación o golpe de las bases de los electrodos o del nipple.

5- Rotura del electrodo

Se trata de la rotura en la columna del electrodo, principalmente en la parte media o baja debido a:

- Daños durante la manipulación o el transporte.
- Grieta interna durante la producción.

- Grieta interna iniciada por un gradiente de temperatura extremo dentro del electrodo.

6 y 7- Pérdida de material en la punta

Se trata de un desgaste que sufren los electrodos que provoca la formación de cortezas en el material y se debe a:

- Refrigeración y recalentamiento de la columna con el extremo corto.
- Alta intensidad.
- Uso elevado de energía química (mecheros) o de la lanza de oxígeno, apuntando directamente al electrodo.
- Formación de grietas.

4.3.3. Priorización de situaciones y establecimiento de metas específicas

Este subproyecto contempla como meta la reducción del consumo de electrodos, la eliminación de las roturas, y la recuperación en ese caso de las piezas.

Para ello se han recopilado los datos de consumo de electrodos tanto por proceso como por rotura:

Tabla 4.14: Histórico de consumo de electrodos

Período	Consumo por proceso [kg/Tm]	Consumo por rotura [kg/Tm]	Consumo total [kg/Tm]
ene-08	1,9	0	1,9
feb-08	1,96	0,14	2,1
mar-08	2,12	0,18	2,3
abr-08	2,31	0,19	2,5
may-08	1,86	0,14	2
jun-08	2,68	0,22	2,9
jul-08	1,69	0,11	1,8
ago-08	2,13	0,17	2,3
sep-08	2,06	0,14	2,2
oct-08	1,84	0,16	2
nov-08	1,94	0,16	2,1
dic-08	No hay datos de producción		
ene-09	1,80	0	1,8
feb-09	1,69	0,11	1,8
mar-09	1,70	0	1,7
abr-09	1,50	0	1,5
may-09	1,58	0,12	1,7

jun-09	1,50	0	1,5
jul-09	No hay datos de producción. Mes de vacaciones.		
ago-09	No hay datos de producción. Mes de ERE.		
sep-09	1,76	0,04	1,8
oct-09	1,55	0,15	1,7
nov-09	1,60	0	1,6
dic-09	1,77	0,13	1,9
ene-10	1,70	0	1,7
feb-10	1,74	0,06	1,8
mar-10	1,80	0	1,8
abr-10	1,86	0,04	1,9
may-10	1,67	0,03	1,7
jun-10	1,60	0	1,6

A la vista de los datos sabemos que durante el 2008 hubo un consumo por proceso promedio de 2,04 kg/Tm y un consumo por rotura de 0,15 kg/Tm, siendo el consumo total de 2,19 kg/Tm.

Durante el año 2009 hubo un consumo por proceso promedio de 1,37 kg/Tm y un consumo por rotura de 0,06 kg/Tm, siendo el consumo total de 1,70 kg/Tm.

Durante el primer semestre de 2010 se observa un aumento del consumo por proceso (1,73 kg/Tm) y una reducción del consumo por rotura (0,02 kg/Tm), lo que constituye un consumo total de 1,75 kg/Tm.

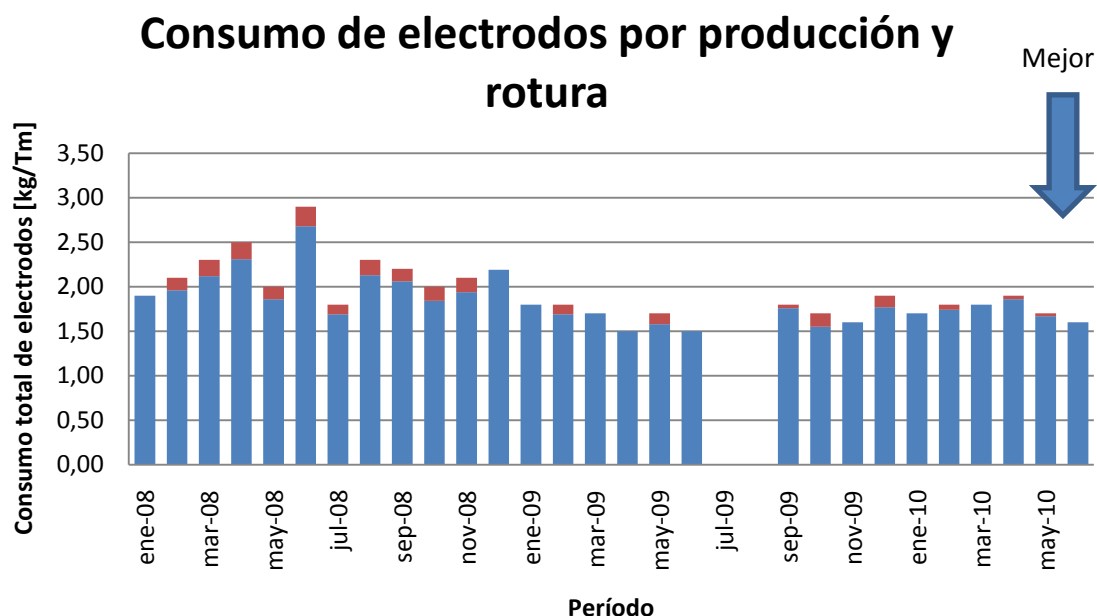


Figura 4.36: Consumo de electrodos por producción y rotura

Así pues, considerando los datos y la posibilidad de alcanzar la meta en un semestre, se establece como objetivo la reducción del consumo de

electrodos por proceso de 1,73 a 1,59 kg/Tm, y por rotura de 0,02 kg/Tm a 0 kg/Tm, lo que supone la reducción del consumo total de 1,75 a 1,59 kg/Tm.

4.3.4. Identificación de causas y selección de las más comunes

En cuanto a la identificación de causas que afectan al consumo de electrodos y que puedan ser tratadas realizando pequeñas mejoras en el proceso se han clasificado las siguientes:

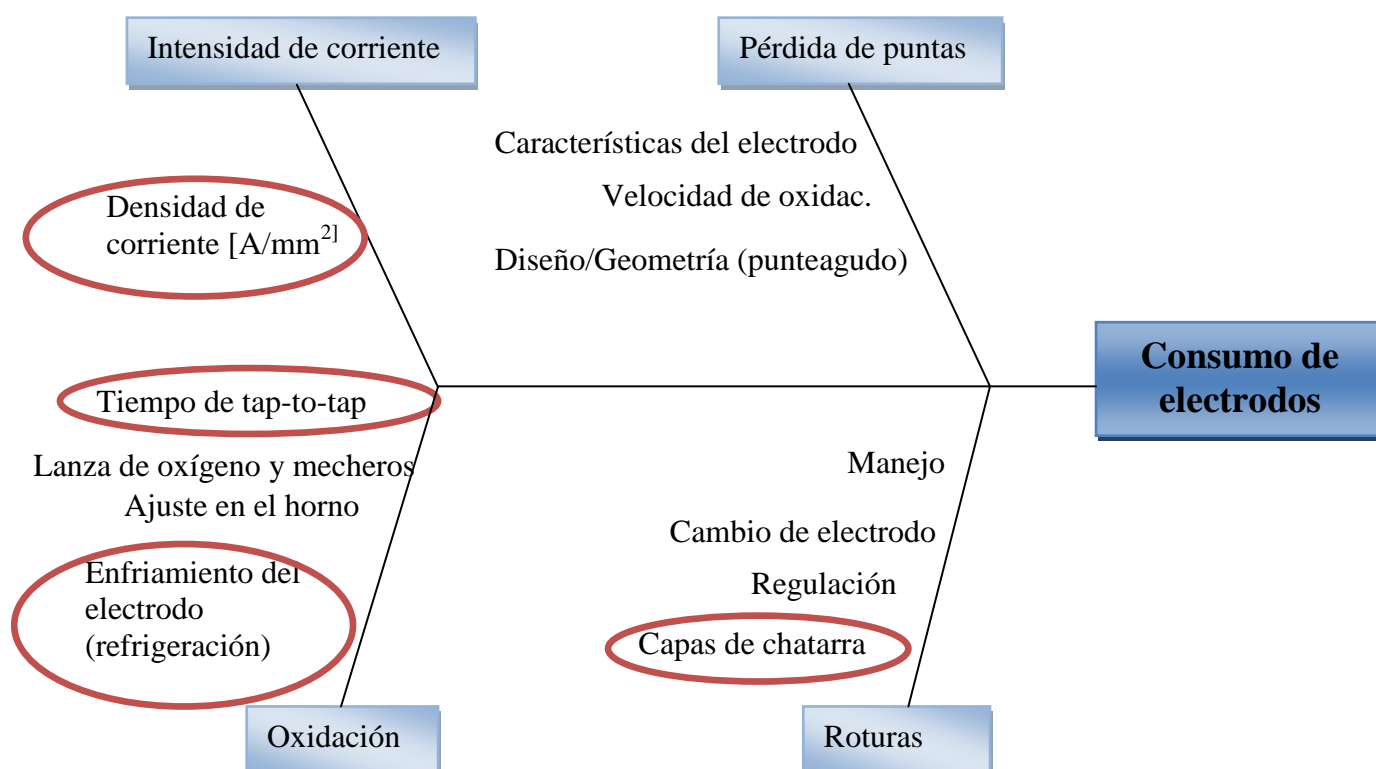


Figura 4.37: Identificación de causas consumo de electrodos

- **Intensidad de Corriente:** Se trata del flujo de electrones por unidad de tiempo, dentro de la cual se encuentra la densidad de corriente, que especifica además de la unidad de tiempo, la sección transversal por la que va el flujo.

Tal y como se ha especificado en los factores que afectan al consumo de electrodos, si se reduce la intensidad se reduce el consumo en punta y las posibles roturas por fuerzas electromagnéticas.

- **Pérdida de Puntas:** La caída de las puntas o parte inferior del electrodo depende de varios factores:

- Características del electrodo: Cuanto más porosidad tenga el electrodo y menos compacto se encuentre el grafito, mayor es la probabilidad de que se propaguen las fisuras.
 - Velocidad de oxidación: Si la velocidad de oxidación resulta demasiado grande, el electrodo se consumirá rápidamente.
 - Diseño/geometría: Dependiendo del diámetro y la longitud del electrodo, así como de la holgura con el nipple es más fácil que se produzca la caída de la punta.
-
- **Oxidación:** La oxidación consiste en una reacción química en la que el carbono se convierte en CO_2 en presencia de oxígeno. Los factores que afectan a este parámetro en relación con los electrodos son:
 - Tiempo de tap to tap: El tiempo de tap to tap engloba el tiempo en el que se da corriente (Power on) y el tiempo de vuelco, que a efectos energéticos corresponde a una parada de proceso. El electrodo sufre oxidación principalmente durante el uso por lo que cuanto menor sea el power on, menor será el consumo por oxidación. No obstante, un electrodo fuera de uso a alta temperatura también sufre una gran oxidación, por lo que teniendo en cuenta esto, se debería minimizar el tiempo de vuelco.
 - Lanza de oxígeno y mecheros: El manipulador de oxígeno o los inyectores de O_2 de los mecheros apuntando directamente a los electrodos facilitan la oxidación, por lo que sería conveniente controlar la trayectoria de los mismos.
 - Ajuste en el horno: Este parámetro tiene en cuenta los programas de fusión y el diseño y utilización del horno. Si los programas son inestables podría dar lugar a picos de intensidad que provoquen un aumento y decremento de la temperatura del electrodo, etc.
 - Enfriamiento del electrodo: Se trata del factor principal que se considera en el consumo por oxidación. Un consumo deficiente provoca un aumento de la oxidación de la superficie lateral del electrodo, aunque un consumo excesivo puede dar lugar a la formación de cortezas por un gradiente de temperaturas elevado.
 - **Roturas:** Las roturas en los electrodos tienen que ver con:
 - Manejo: Una inadecuada manipulación puede dar lugar a microfisuras que debido al estrés térmico se propaguen y acaben por romper el electrodo.
 - Cambio de electrodos: Durante el cambio de electrodos se pueden golpear, pero también se tiene en cuenta empalmes inadecuados por escaso par de apriete, demasiado par, o suciedad entre los electrodos y los nipples.
 - Regulación: Este parámetro tiene en cuenta los programas eléctricos. Si los programas no se diseñan adecuadamente para cada etapa del proceso, se pueden producir inestabilidades en el arco que sobretensione los electrodos y acaben rompiendo.

- Capas de chatarra: Se trata del factor principal que afecta a las roturas, ya que como se ha explicado anteriormente, la mayor parte de las roturas de electrodos tienen que ver con choques con piezas de chatarra antes del establecimiento del arco eléctrico.

4.3.5. Estrategia de acción

Las estrategias de acción que se han contemplado para conseguir los valores establecidos como meta son las siguientes:

Tabla 4.15: Plan de acción consumo de electrodos

Foco	Causa	Acción
Consumo de electrodos	Intensidad de corriente	1
	Oxidación	2
	Roturas	3
	Otros	4

1- Intensidad de corriente

Este parámetro afecta en el aumento de consumo de electrodos cuanto mayor sea su valor. No obstante, debido a que en ocasiones no es posible reducir la intensidad como sería deseable, hay que buscar un óptimo entre las condiciones de operación y el consumo de electrodos.

Durante el proyecto de consumo de energía se ha podido comprobar que hay ocasiones en las que no interesa reducir la intensidad por algún motivo:

- Potencia: Se reduce a no ser que se introduzca una mayor tensión. No obstante, una mayor tensión genera notables consumos de energía, por lo que no interesa reducir la intensidad durante todo el proceso, ya que el consumo de energía final se vería disparado.
- Durante la penetración: En esta etapa interesa un arco corto de alta intensidad para que el electrodo se estabilice dentro del horno. Cuanto más se reduzca la intensidad en esta etapa, más tiempo tardará el electrodo en penetrar la chatarra, más tiempo se encuentra el arco radiando las pailas y la bovedilla, y más probabilidad hay de que el electrodo se desestabilice por alguna variación energética y rompa.
- Durante el calentamiento: Durante esta etapa interesa que el arco esté sumergido en la chatarra, de tal forma que se proteja el revestimiento del horno.

Por lo tanto, la reducción de intensidad está predestinada a realizarse durante la etapa de fusión, ya que es el momento en el que interesa un arco largo para evitar la rotura de electrodos por caídas de chatarra contra los mismos. Además, mayores tensiones permiten una mayor potencia máxima en

esta etapa, por lo que es recomendable reducir la intensidad (limitada por la distancia con la chatarra) a favor de un aumento de tensión.

Esta acción se ha realizado conjuntamente con el proyecto de energía eléctrica en donde el proceso lo ha permitido ajustando los programas eléctricos:

Primer cambio: Se comienza aumentando en los programas 1, 2, y 3 los taps dos posiciones (de 7 a 9) para reducir la tensión y aumentar la intensidad, reduciendo la longitud del arco para evitar problemas de daños en las pailas y el revestimiento del horno.

Segundo cambio: Debido a que los rebotes del arco se continúan produciendo, las pailas de la bóveda tienen que ser reparadas cada poco tiempo, y la bovedilla aguanta pocas coladas (menos de 200), se vuelven a cambiar los taps de los programas 1, 2 y 3 del 9 al 11 en el paso 1, así como el tap del paso 3 en el programa 2 para continuar con esa tensión durante dos pasos.

Tercer cambio: Se reduce la impedancia para conseguir una mayor intensidad máxima y hacer el arco más estable.

Durante estos tres primeros cambios en los programas eléctricos no fue posible reducir la intensidad de corriente.

Cuarto cambio: Se establece una primera clasificación de programas por cestas:

Cesta 1: Programa 1, reduciendo el tiempo del primer paso con tap 11 por considerarse excesivo (de 30 a 20 kWh).

De esta forma pasa 10 kWh antes al tap 9, lo que implica el aumento de la tensión y la reducción de la intensidad de corriente.

Cesta 2: Programa 2 creado nuevo, con menor tiempo en el paso 1 en tap 11 (penetración), una distribución de taps a lo largo de la fusión sin tantos saltos de tensión. Se establece una duración mayor a partir del paso 2 (fusión).

Cesta 3: Programa 3 en funcionamiento normal, con unos taps altos la mayor parte del tiempo, lo que implica una baja tensión y alta intensidad para calentar el baño (los electrodos están cerca del baño). El programa 4 es una copia del programa 2 anterior, que se utilizará cuando existan problemas de infundidos en el horno ya que tiene más potencia que el programa 3.

Quinto cambio: Se aumentan los taps del programa 2 en los pasos 2 y 3 (de 7 a 9 y de 6 a 7) para reducir la tensión y la longitud del arco durante la penetración. Asimismo, se modifican los pasos del 5 al 10 para que la progresión sea más escalonada y utilizar mayores tensiones.

Esto permite una reducción de la intensidad durante plena etapa de fusión, que supone el 65 % del tiempo total, por lo que se espera que afecte positivamente en el consumo de electrodos.

2- Oxidación

Para controlar este parámetro se realizan las siguientes acciones:

- Mayor inclinación de los mecheros para que apunten directamente hacia el baño.
- Modificación del tubo del manipulador de oxígeno para curvar ligeramente el último tramo y que así el flujo vaya directamente al baño o a la escoria sin atacar a los electrodos.
- Intentar realizar el vuelco lo más rápido posible inclinando antes el horno durante el vuelco para reducir el tiempo en el que no están trabajando los electrodos.
- Reducir el tiempo de recarga de cestas coordinando al coordinador y al gruista para que reducir el tiempo de corte de corriente.
- Realizar el cambio de electrodo con previsión para que se realice lo más rápido posible. De esta forma, parte del electrodo que deja de usarse se enfría antes, además de que se reduce el tiempo de parada con la consecuente pérdida de productividad.
- Instalar refrigeración por agua en los depósitos de electrodos usados para reducir la temperatura lo antes posible y con ella la oxidación.

3- Roturas

Con el objetivo de minimizar las roturas, se establecen las siguientes acciones:

- Introducir la chatarra por capas teniendo la precaución de repartirla uniformemente en toda la cesta, y colocar chatarra ligera de poco espesor en la superficie de la cesta. De esta forma se consigue que los electrodos detecten la chatarra con un margen de tiempo similar y no se rompan. Evitar la introducción de materiales no metálicos contribuye a que no se produzcan roturas debidas a no establecer el arco eléctrico.
- Publicación de normas de almacenaje de electrodos en la planta para evitar desprendimientos por suciedad entre el nipple y el electrodo.

LUP – Almacenaje electrodos de grafito

El almacenaje de los electrodos de grafito debe realizarse siempre manteniendo puesto el sombrero sobre el nipple. Si se acumula polvo en el nipple, puede impedir el roscado completo de un electrodo y causar un desprendimiento durante su uso.

Sin sombrero



Sombrero que protege el nipple



Figura 4.38: Almacenaje de electrodos de grafito

- Establecer como medida preventiva el soplado con aire a presión de los nipples y de las bases de los electrodos antes de realizar un empalme, así como el soplado de las mordazas.

4- Otros

Debido a la inexactitud de los datos sobre el consumo de electrodos se ha decidido implantar algunas medidas correctoras:

- Control de proveedor de electrodos con el peso del camión, el número de piezas, el color asignado y la fecha de inicio y fin de consumo.

Tabla 4.16: Control de consumo de electrodos

Control de consumo de electrodos						
Proveedor	Fecha de Entrada	Nº de piezas	Peso Camión [kg]	Color	Fecha de inicio/fin de consumo	
SGL	07/06/2010	18	24440	R	10/06/2010	20/06/2010
SGL	18/06/2010	18	23850	V	20/06/2010	03/07/2010
SGL	28/06/2010	18	24302	M	01/08/2010	06/08/2010
SGL	02/08/2010	18	24480	A	06/08/2010	11/08/2010
SGL	09/08/2010	18	24500	N	11/08/2010	18/08/2010
SGL	16/08/2010	18	24395	R	19/08/2010	26/08/2010
UCAR	23/08/2010	18	24460	V	26/08/2010	05/09/2010

UCAR	30/08/2010	18	24450	M	05/09/2010	12/09/2010
UCAR	06/09/2010	18	24432	A	12/09/2010	20/09/2010
UCAR	14/09/2010	18	24384	N	20/09/2010	30/09/2010
UCAR	21/09/2010	18	24471	R	01/10/2010	09/10/2010
UCAR	29/09/2010	18	24405	V	09/10/2010	18/10/2010
UCAR	07/10/2010	18	24400	M	18/10/2010	27/10/2010
UCAR	25/10/2010	18	24420	A	27/10/2010	07/11/2010
UCAR	03/10/2010	18	23488	N	07/10/2010	18/10/2010
UCAR	15/11/2010	18	24380	R	18/11/2010	27/11/2010
UCAR	25/11/2010	18	2444	V	27/11/2010	-



Figura 4.39: Identificación de electrodos

- Estandarización de criterios para el control del consumo de electrodos usados o en uso, ya que anteriormente dependía del criterio personal del operario que realizaba el conteo (ver figura 4.40). El peso de cada pieza se considera como el resultado de dividir el peso del camión tarado entre el número de electrodos que transporta.

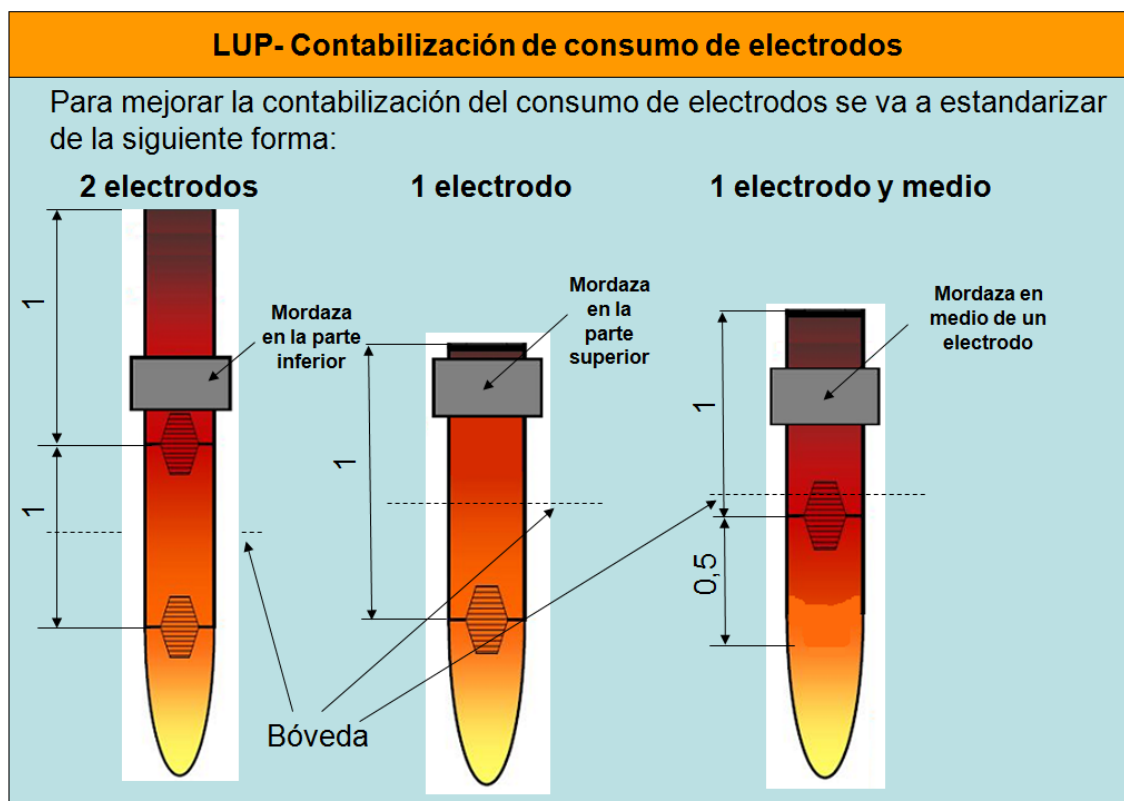


Figura 4.40: Contabilización de consumo de electrodos

4.3.6. Verificación de resultados

Tras la realización de las acciones, los resultados obtenidos a falta de un mes para que finalice el semestre son los siguientes:

Tabla 4.17: Resultados consumo de electrodos

Período	Consumo por proceso [kg/Tm]	Consumo por rotura [kg/Tm]	Consumo total [kg/Tm]
Jul-10	2,79	0,23	3,02
Ago-10	1,64	0,09	1,73
Sep-10	1,68	0	1,68
Oct-10	1,63	0	1,63
Nov-10	1,60	0	1,60

Como se puede observar, el consumo total de electrodos durante la realización del proyecto ha ido mejorando progresivamente de 3,02 kg/Tm a 1,60 kg/Tm, encontrándose este último resultado muy cerca del objetivo. No obstante, conviene aclarar que durante el primer mes de realización del proyecto se produjeron dos roturas (por choque con chatarra en la penetración y por choque con la bovedilla) que elevaron el consumo por rotura, así como los primeros cambios en los programas eléctricos que también elevaron el consumo por proceso.

Por lo tanto, se ha cumplido el objetivo parcial de reducción de consumo por rotura de 0,02 a 0 kg/Tm, pero aún no el de reducción de consumo por proceso de 1,73 a 1,59 kg/Tm, por lo que el objetivo global en noviembre aún no se ha conseguido.

Consumo Electroodos

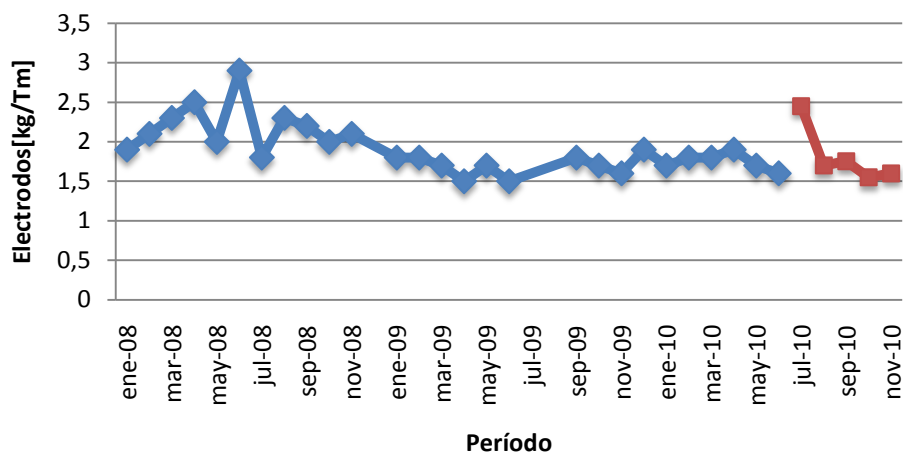


Figura 4.41: Resultado consumo de electrodos

Visualizando los datos, podemos intuir un descenso en el consumo total de electrodos a partir de agosto de 2010, sin roturas desde septiembre, y con un valor a finales de noviembre similar al objetivo (1,60 frente a 1,59 kg/Tm), lo que supone tan solo un desvío de 0,62 % a falta un mes para acabar el año.

Teniendo en cuenta que la producción real entre julio y noviembre ha sido de 145.943 Tm, y que el consumo se ha reducido un 9,1 %, el ahorro real que se ha producido a día de hoy es de 68.310 €.

$$(1,75 - 1,60)/1000 \text{ Tm elect/Tm acero líq.} \cdot 3.120,43 \text{ €/Tm elect} = 0,46806 \text{ €/Tm}$$

$$0,46806 \text{ €/Tm} \cdot 145.943 \text{ Tm} = 68.310 \text{ €}$$

Considerando además que este valor de consumo de electrodos se mantuviera durante el mes de diciembre, y conociendo el tonelaje de pedidos para este próximo mes, que es de 25.800 Tm, se puede estimar el ahorro total del semestre:

$$0,46806 \text{ €/Tm} \cdot 171.743 \text{ Tm} = 80.386 \text{ €}$$

Lo que supondría una desviación de -3,9 % con respecto al objetivo.

Si se consiguiera llevar al valor objetivo de 1,59 kg/Tm, el ahorro sería de 81.190 €, lo que aún así supondría una desviación de -2,9 %.

$$(0,46806 \text{ €/Tm} \cdot 145.943 \text{ Tm}) + (0,49926 \text{ €/Tm} \cdot 25.800 \text{ Tm}) = 81.190 \text{ €}$$

Por lo tanto, para conseguir el ahorro monetario esperado, el consumo de electrodos a finales de semestre debería de ser de 1, 56 kg/Tm.

$$(0,46806 \text{ €/Tm} \cdot 145.943 \text{ Tm}) + (x \text{ €/Tm} \cdot 25.800 \text{ Tm}) = 83.652 \text{ €}$$

$$x = 0,59464 \text{ €/Tm}$$

$$(1,75 - x)/1000 \text{ Tm elect/Tm acero líq.} \cdot 3.120,43 \text{ €/Tm elect} = 0,59464 \text{ €/Tm}$$

$$x = 1,56 \text{ kg/Tm}$$

4.4. Reducción del consumo de cal

4.4.1. Introducción

Este subproyecto se centrará en el estudio del comportamiento y uso de la cal para minimizar su consumo en la medida de lo posible y con ello reducir el gasto monetario.

Con los datos disponibles se crea un histórico para visualizar cuál ha sido la evolución durante los dos últimos años. En él comprobamos que el mayor consumo se ha producido en julio de 2008 con 76,92 kg/Tm, y el menor consumo septiembre de 2009 con un valor de 26,54 kg/Tm. No obstante, los valores promedio han sido de 39,5 kg/Tm en 2008, 34,66 kg/Tm en 2009, y 38,53 kg/Tm en el primer semestre de 2010.

Uno de los factores que afecta en el consumo de cal mensual es la productividad, ya que si se fabrican pocas toneladas y por algún motivo aumenta en algunas coladas el consumo de cal, no puede compensarse. Lo mismo ocurre si el peso de las coladas es bajo. Teniendo en cuenta que la cal se necesita para cubrir toda la superficie del baño, aunque el peso descienda, la cantidad de cal será la misma, lo que resulta en un aumento teórico del consumo de cal por tonelada de acero líquido.

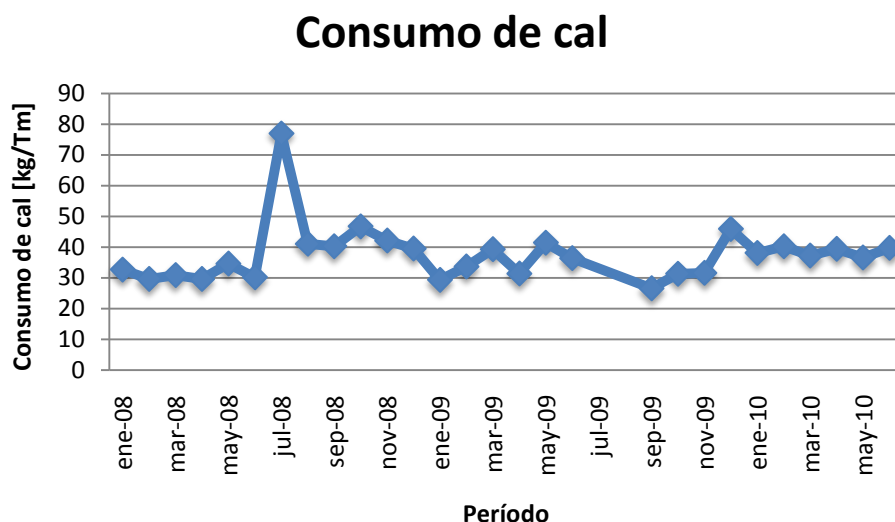


Figura 4.42: Consumo de cal

Comparando el consumo de cal de la planta de Madrid en la que se ha realizado el proyecto con el de otras plantas del grupo que también cuentan con horno eléctrico en sus instalaciones, y el coste específico (€/Tm) que les supone cada tonelada, se ha obtenido lo siguiente:

Consumo de cal y coste específico Enero-Junio 2010

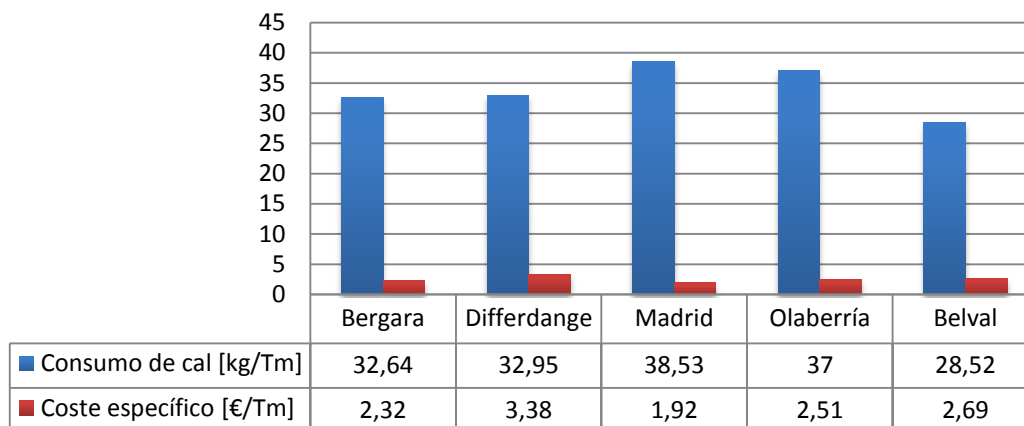


Figura 4.43: Consumo de cal y coste específico Enero-Junio 2010

Los valores de consumo de cal son bastante similares en todas las plantas salvo en Olaberría y en Madrid con 37 y 38,53 kg/Tm respectivamente, siendo el benchmark Belval con un consumo de 28,52 kg/Tm. En nuestra planta, debido a que la mayor parte de la cal se obtiene de un proveedor cercano, situado en Madrid, el coste específico de la misma es el más reducido, lo que quiere decir que un ahorro de consumo en la misma cantidad con respecto a otras plantas va a tener un ahorro de costes menor.

Por este motivo, dado el potencial de mejora de nuestra planta, y los consumos promedios durante los dos últimos años se ha establecido como meta la reducción de consumo de cal de 38,53 kg/Tm a 30 kg/Tm para finales de 2010, lo que supondría una reducción de consumo del 22,14 % al disminuir 8,53 kg de cal por tonelada de acero líquido producido.

El consumo de cal en la planta se contabiliza de la siguiente forma:

$$\text{Consumo de cal [kg/Tm]} = \text{Cal [kg/Tm]} + \text{Cal Dolomítica [kg/Tm]} + \text{Carbocal [kg/Tm]} \cdot \% \text{ cal en carbocal}$$

Teniendo en cuenta que el precio medio de los diferentes productos de cal que intervienen en el proceso es de 55,1 €/Tm a junio de 2010, el ahorro por tonelada de acero líquido en el horno de fusión sería de:

$$8,53 \cdot 10^{-3} \text{ Tm cal/Tm acero líq.} \cdot 55,1 \text{ €/Tm acero líq.} = 0,47 \text{ €/Tm}$$

Si la producción estimada para el año 2010 es de unas 382.500 Tm, y la producción durante el primer semestre ha sido de 214.947 Tm, el ahorro estimado durante el segundo semestre con una producción de 167.553 Tm sería de 78.749 €.

$$0,47 \text{ €/Tm} \cdot 167.553 \text{ Tm} = 78.749 \text{ €}$$

4.4.2. Desdoblamiento del problema

En las plantas del grupo la cal se adiciona de tres formas distintas: Cal común, cal dolomítica y carbocal (mezcla de carbón y cal).

La adición de cal está fuertemente condicionada por la formación de escoria espumante en el horno durante la etapa de calentamiento. Por este motivo se ha realizado un análisis de dicho proceso con el fin de determinar el consumo óptimo y así estudiar su posible reducción.

4.4.2.1. Viscosidad y tensión superficial

La práctica ha demostrado que la presencia de partículas de segunda fase en suspensión (partículas sólidas que flotan en la superficie del baño) tiene un impacto muy superior al de la tensión superficial y al de la viscosidad efectiva para conseguir una escoria adecuada.

Las escorias que adquieren las características óptimas de espumación tienen una consistencia entre cremosa y suave, lo cual significa que no son completamente líquidas, sino saturadas en CaO y MgO, cuyas partículas de segunda fase son Ca_2SiO_4 y magnesita-wustita respectivamente.

El siguiente gráfico muestra la espumación de la escoria con la viscosidad efectiva y la fracción de partículas de segunda fase en suspensión.

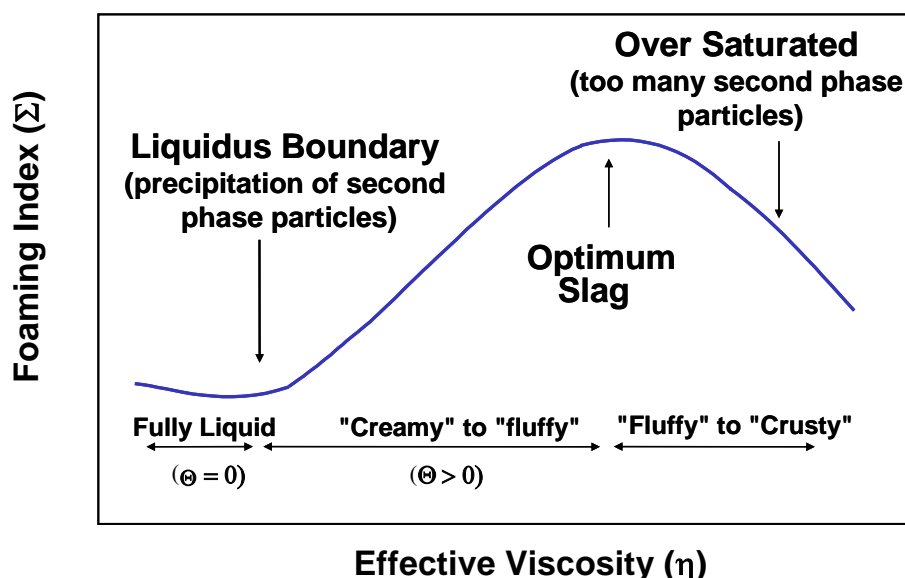


Figura 4.44: Índice de Espumación vs. Viscosidad efectiva

Se observa cómo para conseguir una escoria óptima es necesario que la fracción de precipitados sea mayor que cero. La relación entre la viscosidad efectiva y la fracción de precipitados o partículas de segunda fase se define por:

$$\eta_e = \eta(1-3,5\theta)^{-5/2}$$

Siendo:

η_e = Viscosidad efectiva

η = Viscosidad de la escoria fundida

θ = Fracción de precipitados

Cuando se dé esta condición ($\theta > 0$) se llegará a un punto en el que la escoria pueda espumar adecuadamente, siempre y cuando el índice de espumación Σ (que se relaciona con el flujo de gas, y la altura y duración de la fase espumante) sea lo más alto posible.

Para que durante el proceso de calentamiento haya una adecuada escoria espumante, interesa encontrarse en el punto óptimo de partículas de segunda fase. En el momento en que la fracción de precipitados sea demasiado baja o demasiado alta, la escoria no espumará, ya que por un lado será demasiado líquida y por otro demasiado viscosa.

4.4.2.2. Composición de la escoria y basicidad

Dentro de la escoria se distinguen dos tipos de óxidos:

- Óxidos refractarios/fluidizantes: Los refractarios incrementan la viscosidad efectiva de la escoria mientras que los fluidizantes incrementan su fluidez.
- Óxidos ácidos/básicos: Los ácidos son aquellos formados por un no metal y oxígeno (más electronegativos), y los básicos están formados por un metal y oxígeno (menos electronegativos).

Tabla 4.18: Clasificación de óxidos

Compuesto	Refractario/Fluidizante	Ácido/Básico	T_f (°C)
CaO	Refractario	Básico	2.600
MgO	Refractario	Básico	2.800
SiO ₂	Fluidizante	Ácido	1.720
Al ₂ O ₃	Fluidizante	Ácido/Básico	2.030
FeO	Fluidizante	Básico	1.370
MnO	Fluidizante	Básico	1.850

Para minimizar el ataque químico que los óxidos ácidos producen sobre el revestimiento de ladrillo refractario del horno, es necesario que se produzca la saturación en CaO y/o MgO. La saturación en ambos compuestos garantiza la formación de partículas de segunda fase esenciales para una adecuada espumación.

Por otro lado, también es necesario alcanzar un balance entre óxidos refractarios y óxidos fluidizantes, aunque la complejidad a la hora de alcanzar dicho balance reside en que no todos los óxidos fluidizantes contribuyen de la misma forma, y que, además, cada uno aporta diferentes efectos sobre la solubilidad de CaO y MgO en la escoria. Por ejemplo, reemplazando SiO₂ con

Al_2O_3 en la escoria se incrementa la solubilidad del CaO , pero disminuye la del MgO ; o incrementando el contenido en FeO disminuye la solubilidad de MgO , teniendo, en cambio, un efecto muy ligero en la del CaO .

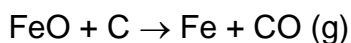
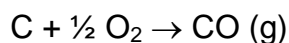
Como ya se vio anteriormente, el concepto de basicidad de la escoria trata de definir un balance entre óxidos refractarios y fluidizantes o entre óxidos ácidos y básicos en el horno. Los índices existentes (que deben ser mayores que 1 si se busca una escoria básica no reactiva con el refractario del horno) son los siguientes:

$$B_1 = \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} \quad B_2 = \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} \quad B_3 = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} \quad \text{IB} = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2}$$

Teniendo esto en cuenta, es obvio que resulta de gran interés conocer previamente la cantidad de Si y Al que acompaña a la chatarra para así poder saber la cantidad de CaO y/o MgO a introducir.

4.4.2.3. Generación del gas

El flujo de gas es uno de los factores que afectan al índice de espumación de la escoria. Las reacciones se pueden dar por oxidación del propio carbono (al oxidar el baño o la escoria), o por reducción del óxido de hierro (al inyectar carbón espumante sobre la escoria):



No obstante, el CO generado en el baño contribuye mejor que el formado en la escoria a la espumación, ya que el procedente del baño está en forma de pequeñas burbujas uniformemente distribuidas.

Por otro lado, la inyección de oxígeno sin carbón empeora la espumación ya que se incrementa la temperatura de la escoria debido a las reacciones exotérmicas, y se aumenta el contenido de FeO , cuestiones que aportan fluidez a la escoria.

Por tanto, la cantidad de FeO presente es el resultado de un proceso competitivo entre el FeO generado debido a la inyección de oxígeno y el reducido a consecuencia de la inyección de carbón.

Si el oxígeno inyectado es balanceado por una cantidad suficiente de carbón inyectado, y la escoria espuma adecuadamente, el contenido de FeO permanece aproximadamente constante. Sin embargo, si la fluidez de la escoria se incrementa debido a un aumento de temperatura o del contenido de FeO , la espuma ve reducida su altura. En este caso, además, la reducción de FeO se ve disminuida porque la retención de CO en la escoria es menor. Cuando la fluidez de una escoria disminuye es muy difícil que vuelva a espumar nuevamente.

4.4.2.4. Utilización de diagramas CaO-MgO-SiO₂-FeO para determinar los niveles de saturación de MgO

El sistema cuaternario (y sus proyecciones ternarias) CaO-MgO-SiO₂-FeO representa la mayoría de componentes presentes en la escoria en el horno de arco eléctrico, por lo que es una buena referencia a la hora de definir sus propiedades.

La posición de las líneas de saturación de CaO y MgO en el diagrama cuaternario delimita la frontera a partir de la cual se produce la aparición de partículas de segunda fase en solución sólida en el seno de la escoria.

Del sistema cuaternario y sus proyecciones ternarias pueden obtenerse asimismo los puntos de saturación dual (aquellos donde aparecen Ca₂SiO₄ y (Mg,Fe)O_{ss}).

Normalmente, el contenido de MgO en saturación dual vs basicidad es un buen indicador en lo que respecta a la compatibilidad de la escoria con el refractario del horno y sus propiedades de espumación.

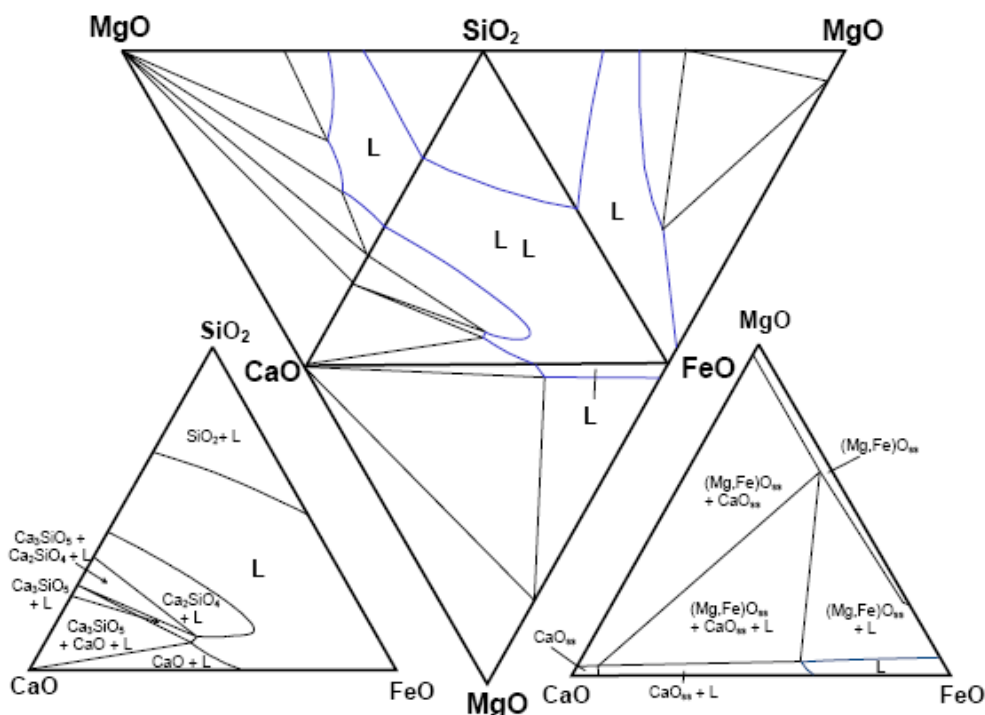


Figura 4.45: Diagramas CaO-MgO-SiO₂-FeO

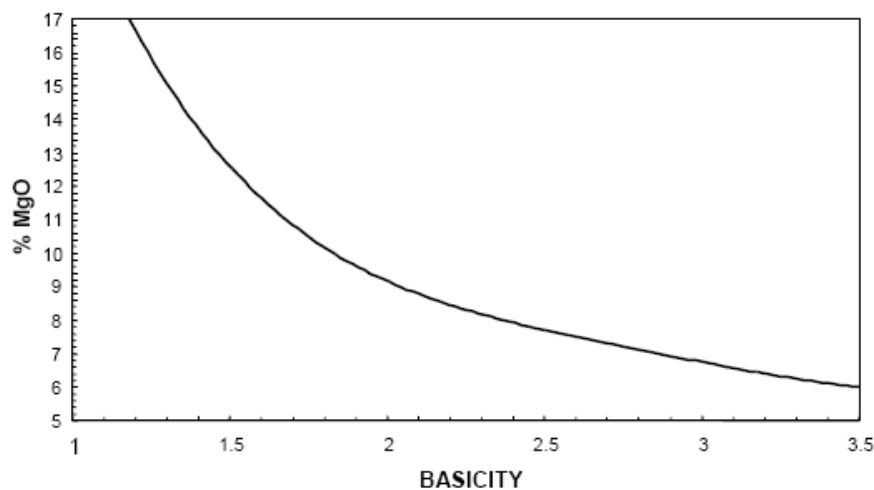


Figura 4.46: %Mgo vs. Basicidad

El límite de saturación de MgO aumenta con un índice de basicidad más bajo, de tal forma que la solubilidad es mayor. Lo mismo ocurre con el aumento de temperatura, que aumenta la solubilidad y el límite de saturación de la siguiente forma:

$$(\% \text{MgO})_T = (\% \text{MgO})_{\text{ref.}} + 0,0175 \cdot [T(^{\circ}\text{C}) - 1600^{\circ}\text{C}]$$

La figura define la cantidad mínima de MgO requerida en la escoria, compatible con los refractarios que recubren las paredes, suelo y bóveda del horno, los cuales son de naturaleza básica, para cada valor de la basicidad.

La solubilidad de MgO en saturación dual, según gráfico, es de 5,5% a unos 1600°C. En algunos casos, la escoria inicial formada en el horno de arco eléctrico tiene baja basicidad, resultando una alta solubilidad de MgO.

Es decir, que añadiendo cal dolomítica en la primera cesta se proporcionaría la cantidad de MgO necesaria para la saturación, minimizando además el desgaste del refractario del horno.

4.4.2.5. Diagramas de saturación isotérmicos (ISD)

La figura que relaciona el %MgO en saturación vs. basicidad no considera el efecto del %FeO presente en la escoria. Como en la gran mayoría de hornos de arco eléctrico la basicidad permanece constante, las relaciones entre fases para basicidad constante son de gran interés, pues representan las condiciones a lo largo del calentamiento.

La figura mencionada y el diagrama cuaternario CaO-MgO-SiO₂-FeO se utilizan para construir mapas denominados Diagramas de Estabilidad Isotérmicos (ISD) que relacionan el %MgO vs %FeO a basicidad y temperatura constantes.

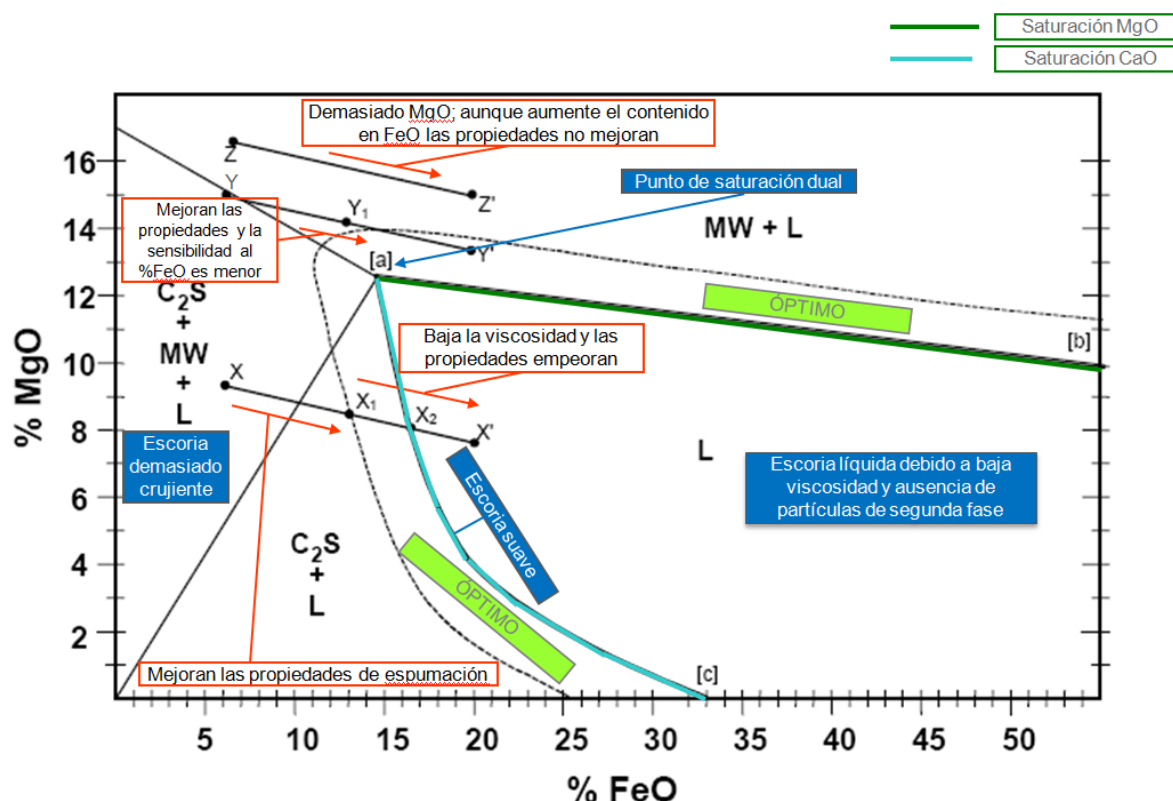


Figura 4.47: Diagrama de saturación ISD

La clave está en situarse en dichos diagramas en el punto de saturación dual o al menos en un rango óptimo cercano a las líneas de saturación de MgO y saturación de CaO, ya que es el lugar en el que se ha comprobado en la práctica que la escoria espuma bien, con una textura entre suave y crujiente.

4.4.2.6. Efecto de la temperatura

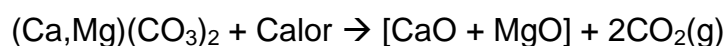
La temperatura del horno se incrementa de forma gradual hasta el final del calentamiento. Dicho incremento puede afectar las propiedades de la escoria, aumentar su fluidez y disminuir la cantidad de partículas de segunda fase en solución sólida. Además, aumenta el contenido en FeO, pues termodinámicamente, el Fe se oxida en mayor proporción con el aumento de temperatura.

Por lo tanto, es especialmente útil añadir cal común o dolomítica para mantener las condiciones de espumación al aumentar la temperatura y/o el nivel de FeO.

4.4.2.7. Beneficios de la inyección de magnesita o cal dolomítica ($\text{CaCO}_3 + \text{MgCO}_3$) en el horno

La cal dolomítica tiene una serie de ventajas que puede favorecer el proceso de fusión en horno de arco eléctrico:

- Se necesita menor cantidad de MgO para saturar la escoria que de CaO, por lo que suele tardar menos tiempo y consumir menor cantidad para la saturación.
- Contribuye al incremento de la viscosidad efectiva de la escoria, favoreciendo su correcta espumación.
- Es más barata que la magnesita y su disponibilidad es mayor.
- La calcinación de la cal dolomítica genera una gran cantidad de burbujas de CO₂ y libera CaO y MgO, aumentando la basicidad de la escoria. Aumenta también la presencia de partículas de segunda fase en estado sólido por lo que mejora las propiedades de espumación.



4.4.3. Priorización de situaciones y establecimiento de metas específicas

A grosso modo, el consumo de cal que se realiza en el horno de arco eléctrico tiene varias finalidades:

- Formación de escoria espumante
- Protección del refractario del horno
- Eliminación del fósforo

Por lo tanto, se va a tratar de minimizar las adiciones de cal sin perjudicar ninguno de estos factores.

Antes de la realización del proyecto el consumo de cal durante los dos últimos años ha sido el siguiente:

Tabla 4.19: Histórico de consumo de cal

Período	Consumo cal [kg/Tm]
ene-08	32,65
feb-08	29,64
mar-08	30,91
abr-08	29,57
may-08	34,59
jun-08	30,17
jul-08	76,92
ago-08	41,02
sep-08	40,26
oct-08	46,72
nov-08	42,08
dic-08	No hay datos de producción.
ene-09	29,3

feb-09	33,67
mar-09	39,29
abr-09	31,33
may-09	41,4
jun-09	36,37
jul-09	No hay datos de producción. Mes de vacaciones.
ago-09	No hay datos de producción. Mes de ERE.
sep-09	26,54
oct-09	31,3
nov-09	31,55
dic-09	45,88
ene-10	38,05
feb-10	40,23
mar-10	37,25
abr-10	39,4
may-10	36,56
jun-10	36,69

Y el proceso se llevaba a cabo de la siguiente manera:

Tabla 4.20: Método de adición de cal

Lugar de adición	Momento de adición	Cantidad [kg/Tm]	Observaciones
Horno de fusión	Entre primera y segunda cesta	25,60	Se adiciona para la protección del refractario
	Tras la tercera cesta	N/A	Se adiciona si la cantidad de P es alta
	Carbocal (con primera, segunda y tercera cesta)	2,75	Se añaden entre 600 y 800 kg por colada para la protección del refractario
Cucharas	Vuelco	8,00	Se añaden 800 kg por colada

Es decir, antes de la realización del proyecto:

- Se utilizaba cal común para proteger el refractario del horno y formar escoria espumante.
- Se utilizaba carbocal: Se trataba de un compuesto formado por carbón 45% y cal 55% que por su bajo precio ayudaba a formar la escoria espumante (al oxidar el carbón) sin dañar el refractario (gracias a la basicidad de la misma).
- Se desconocían los valores de cal adecuados para reducir la cantidad de fósforo presente en la chatarra. Dado que los valores eran aleatorios, no se han considerado para el establecimiento de la meta.
- No se utilizaba cal dolomítica.
- Se desconocían parámetros teóricos como la basicidad, el índice de espumación, o el factor de precipitados. Es decir, se sabía que una escoria

con cal dañaba en menor medida al refractario y dotaba de viscosidad, pero no se relacionaba con la basicidad.

Teniendo en cuenta estos datos y la meta final de reducción de cal hasta 30 kg/Tm, se establecen las siguientes metas específicas:

Tabla 4.21: Metas específicas

Lugar de adición	Momento de adición	Cantidad Actual [kg/Tm]	Meta [Kg/Tm]
Horno de fusión	Entre primera y segunda cesta	25,60	22,00
	Tras la tercera cesta	2,18	Debe estudiarse
	Carbocal (con primera, segunda y tercera cesta)	2,75	0,00
Cucharas	Vuelco	8,00	8,00
TOTAL		38,53	30,00 kg/Tm

Se establece la reducción de la cantidad de cal entre la primera y segunda cesta mediante bandeja, la reducción o eliminación de la carbocal, y el estudio de la adición tras la tercera cesta mediante bandeja, el mantenimiento de la cal al vuelco.

4.4.4. Identificación y selección de causas

Se han identificado como posibles causas del consumo de cal, y seleccionado los posibles puntos débiles que pueden ser atacados:

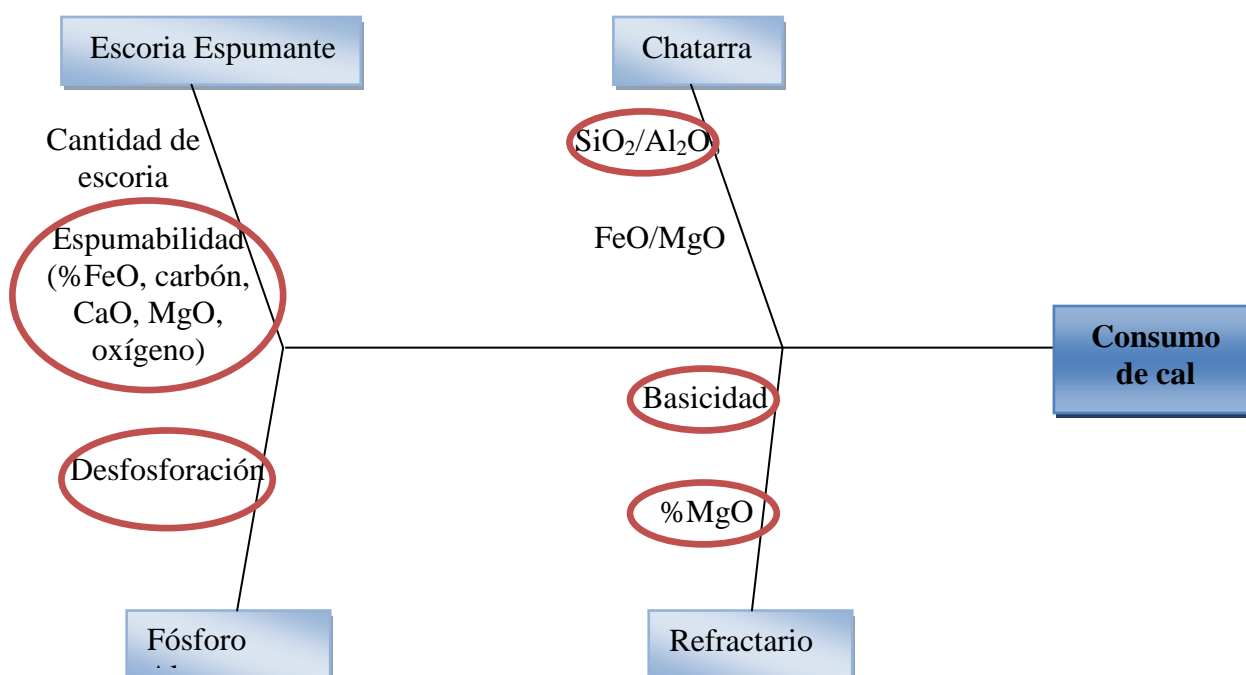


Figura 4.48: Identificación de causas consumo de cal

- **Escoria espumante:** Está íntimamente relacionada con la protección del arco eléctrico. Sin una buena escoria espumante se radia el interior del horno con el consecuente desgaste y pérdida de energía.
 - Cantidad de escoria: Se trata de un parámetro que depende principalmente de la oxidación de los elementos de la chatarra, ya que la escoria se compone principalmente de óxidos. La cal, que dota de viscosidad a la escoria se debe agregar en función de la cantidad de óxidos.
 - Espumabilidad: Este es un factor importante que depende a su vez de varios parámetros: Carbón y oxígeno son los elementos imprescindibles para espumar la escoria mediante burbujas de CO; % FeO afecta en la fluidez de la escoria y por tanto en la cantidad de cal a añadir; y CaO y MgO son imprescindibles para equilibrar la basicidad, aunque referentes a la espumabilidad tienen que ver con la dotación de viscosidad a la escoria.
- **Chatarra:** La materia prima afecta de manera directa al consumo de adiciones, como en este caso lo es la cal. El contenido de carbono o de impurezas pueden determinar el consumo de oxígeno, aunque los factores más importantes en el consumo de cal son:
 - $\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3$: El contenido de estos compuestos en la chatarra o de Si y Al por separado que al oxidarse dan lugar a los mismos, determina en gran medida, junto con el porcentaje de FeO, la fluidez de la escoria. También son los encargados de dotar de acidez a la escoria, que debe compensarse con el uso de cal.
 - FeO/MgO: La relación entre estos dos compuestos está dada por la cantidad de óxido de hierro generado durante la fusión. Un aumento de FeO conlleva la fluidización de la escoria, mientras que un aumento de MgO conlleva a la aparición de partículas de segunda fase que aumentan la viscosidad y favorecen la espumabilidad de la escoria.
- **Fósforo alto:** Se trata de una “anomalía” común en el proceso de fusión, que tiene su origen realmente en la chatarra. No obstante, dado que a día de hoy no es posible su eliminación, sí se puede establecer una relación entre la cantidad de fósforo y la cantidad de cal a agregar para una adecuada desfosforación.
- **Refractario:** Se trata del revestimiento de ladrillo del horno de arco eléctrico, afectado por dos variables:
 - Basicidad: Determinada entre los óxidos ácidos y básicos en la escoria.
 - % MgO: Se ha considerado este óxido básico por separado por ser el contenido principal de la cal dolomítica, y que comenzará a utilizarse durante la realización del proyecto.

En las siguientes gráficas se puede observar cómo evoluciona el porcentaje de sílice en la escoria y la evolución teórica de la basicidad. El contenido de sílice en la escoria durante el calentamiento va aumentando a medida que se oxida el baño, por lo que la cantidad de silicio en la escoria irá aumentando progresivamente.

En cuanto a la gráfica de basicidad, debido a que la inyección de carbocal es mínima con respecto al resto de adición de cal, no se ha tenido en cuenta. Así pues, aparece una primera etapa sólo con cal residual de la colada anterior, se produce un aumento de cal mediante bandeja entre la primera y segunda cesta, y se mantiene durante la segunda y tercera cesta hasta que empieza la oxidación, momento en el cual comienza a equilibrarse con el SiO_2 .

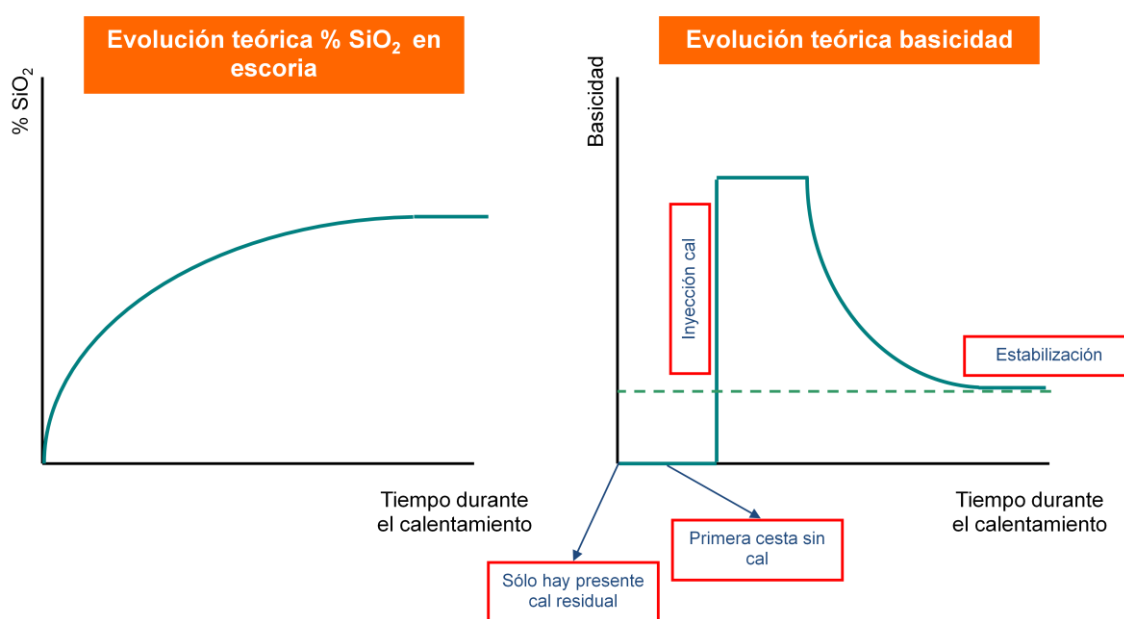


Figura 4.49: Evolución teórica del % SiO_2 y basicidad

4.4.5. Estrategia de acción

La estrategia de acción se ha centrado en la implantación un plan consistente en la protección del arco y el refractario del horno.

Tabla 4.22: Plan de acción consumo de cal

Foco	Causa	Acción
Consumo de cal	Eliminación de carbocal	1
	Cambio de lugar de inyector de carbón espumante	2
	Instrucción de uso de oxígeno	3
	Instrucción sobre llenado de silos	4
	Estudio de la desfosforación	5

Para mejorar la protección del arco es importante tener una escoria adecuada en el horno que permita la espumación. Esto se conseguirá con dos condiciones:

- Inyección de carbón y oxígeno
- Basicidad adecuada

Para mejorar la inyección de carbón y oxígeno se proponen las siguientes medidas:

1- Eliminación de la carbocal: Este compuesto formado a base de CaO y carbón se utilizaba principalmente por su bajo precio y las características que tenía: la basicidad que dotaba la cal, y la espumabilidad que proporcionaba el carbón. No obstante, se considera que se pueden controlar mejor ambos parámetros por separado.

De esta forma, el silo que pertenecía a este compuesto se comienza a utilizar para la inyección de carbón espumante, por lo que a partir de ahora se dispone de dos inyectores de carbón conectados al silo que se pueden utilizar de manera alternante.

2- Cambio de lugar de inyector de carbón espumante: Se conecta mediante mangueras el depósito de carbón espumante que daba abastecimiento a uno de los orificios del mechero entre la fase 1 y 2 al mechero sobre la buza, entre las fases 2 y 3, para que el reparto sea completo en todo el horno.

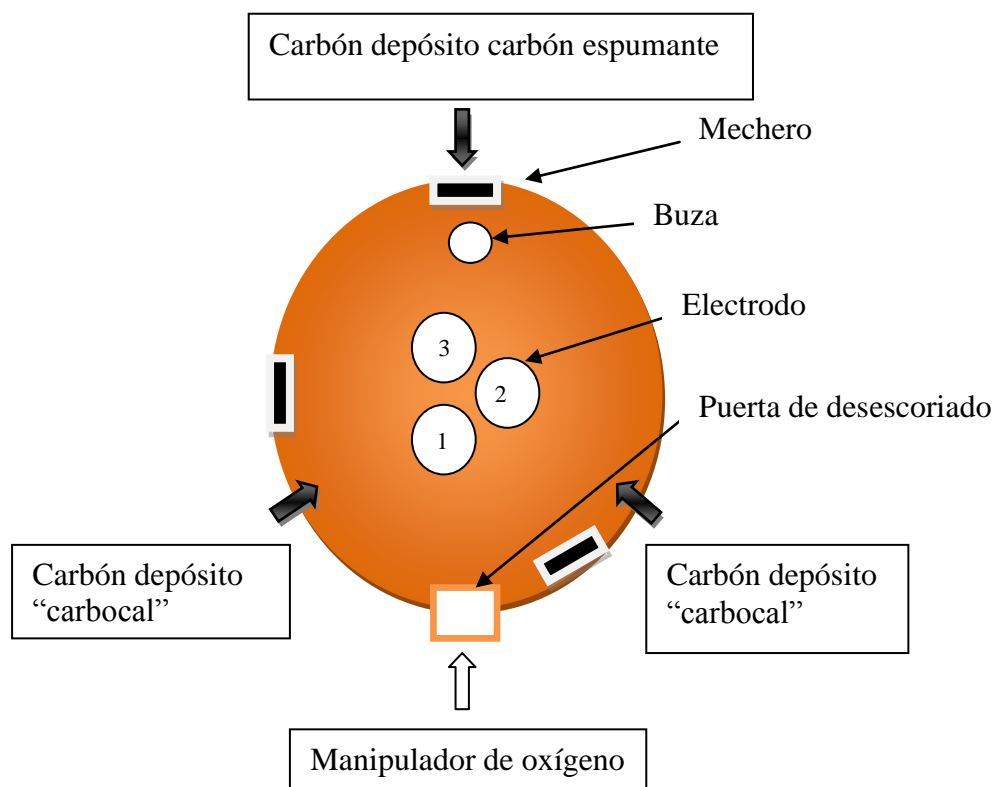


Figura 4.50: Esquema inyección de carbón en el horno

3- Instrucción sobre la adición de oxígeno: Mediante una nota informativa se instruye al personal sobre el uso correcto del manipulador de oxígeno.

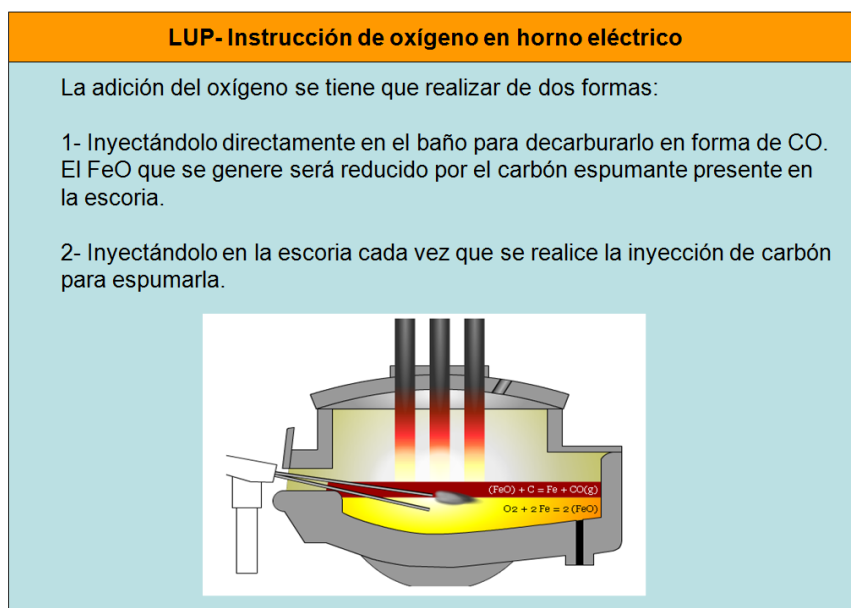


Figura 4.51: Instrucción de oxígeno en horno eléctrico

Para mejorar la basicidad de la escoria y reducir el consumo de cal común se emplea cal dolomítica rica en MgO. Para ello se llevan a cabo las siguientes acciones:

4- Instrucción sobre llenado de silos: Mediante una nota informativa se aclara la nueva disposición de los depósitos de la fábrica.

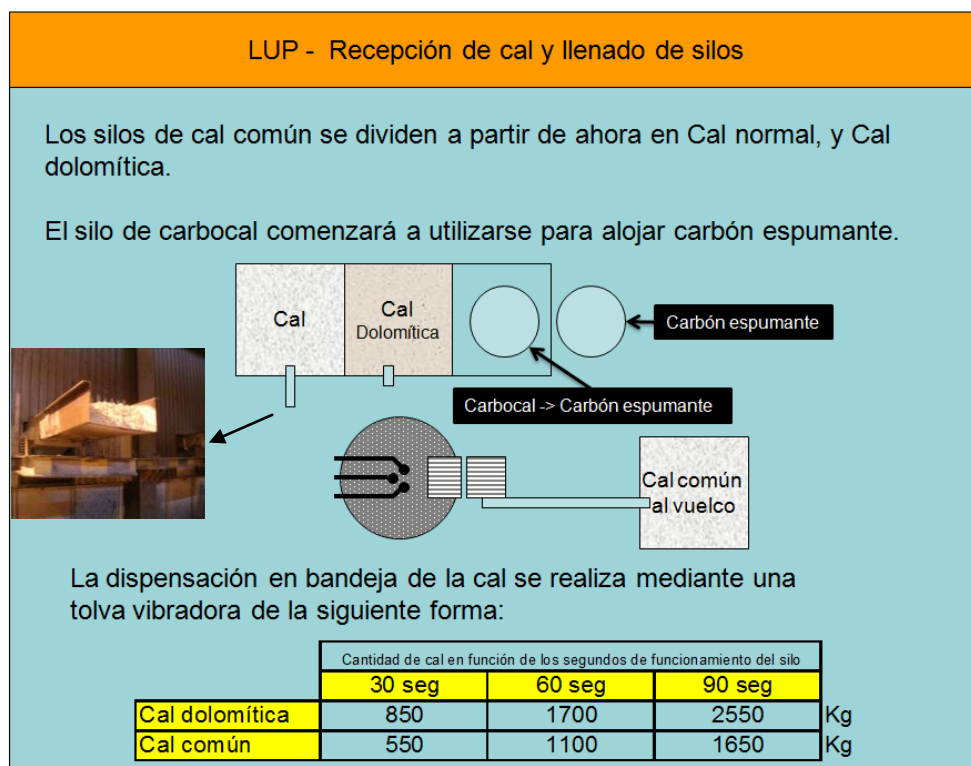


Figura 4.52: Recepción de cal y llenado de silos

5- Estudio de la desfosforación

Se sabe teóricamente que para que se produzca la desfosforación se tiene que cumplir:

- Baja temperatura, alrededor de 1550 °C para que pueda oxidarse el fósforo pero que permita la aparición de partículas de segunda fase en suspensión en la escoria.
- Inyección de oxígeno.
- Escoria básica, garantizado por el índice de basicidad.

Durante un breve período de tiempo al comienzo del proyecto se han realizado pruebas de basicidad con cal común y cal dolomítica. El consumo de cal anteriormente al proyecto era aproximadamente de 4.800 kg ($38,53 \text{ kg/Tm} \cdot 125 \text{ Tm} = 4.816,25 \text{ kg}$) para proteger el refractario y unos 4.000 kg si había que desfosforar.

Para añadir cal dolomítica, se fue sustituyendo progresivamente una parte de la cal normal por cal rica en MgO y se comprobaba visualmente la viscosidad de la escoria y la facilidad o dificultad que tenía al intentar espumarla con oxígeno y carbón. Los resultados que se obtuvieron fueron que para lograr una escoria visualmente de la misma composición y que permitiera una óptima espumación había que agregar:

1.700 kg de cal dolomítica + 2.100 kg de cal normal = 3.800 kg de cal por colada.

Esta reducción de cal de 4.800 a 3.800 kg ha permitido una reducción de la basicidad de la escoria con las mismas características, lo que se traduce en un ahorro de cal. En el siguiente gráfico (figura 4.53) se muestra cómo la introducción de cal dolomítica ha permitido la reducción del índice de basicidad en un valor promedio de 1,88 a 1,65 aproximadamente, considerando un valor promedio de 2.400 kg de SiO_2 en cada colada.

No obstante, dado que la concentración de SiO_2 puede variar de una colada a otra, considerando como óptimo el valor de basicidad de 1,65, y el porcentaje adecuado que hay que agregar de cada tipo de cal, se ha creado una tabla que permite variar la cantidad a agregar en función del contenido de SiO_2 .

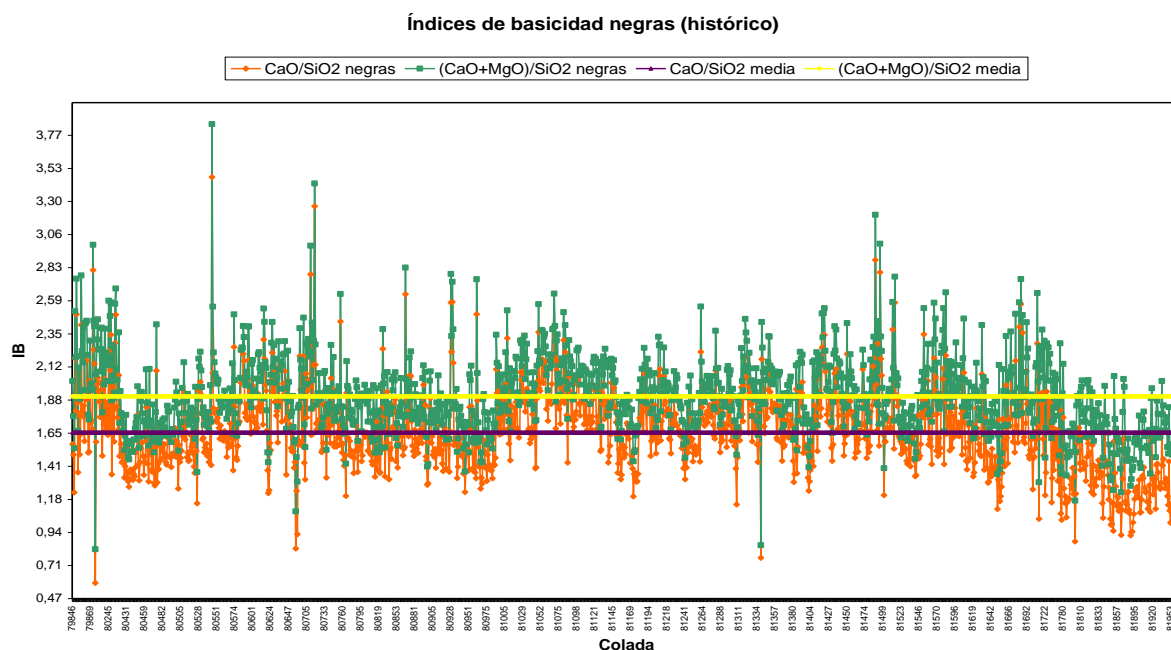


Figura 4.53: Índices de basicidad en el EAF

Asimismo, considerando que la tolva de cal común envía 1.100 kg de producto cada 60 segundos y que la tolva de cal dolomítica envía 850 kg de producto cada 30 segundos, se ha especificado el tiempo para cada uno.

Tabla 4.23: Tiempo de vertido de cal

Concentración de SiO ₂	Cal común [kg]	Cal Dolomítica [kg]	Total [kg]	Tiempo cal común [s]	Tiempo cal dolomítica [s]
250	184,53	227,97	412,5	14	7
500	369,02	455,98	825	28	14
750	553,61	683,89	1237,5	42	20
1000	738,14	911,86	1650	55	27
1250	922,68	1139,82	2062,5	69	33
1500	1107,21	1367,79	2475	83	40
1750	1291,75	1595,75	2887,5	96	46
2000	1476,28	1823,71	3300	110	53
2250	1660,82	2051,68	3712,5	124	59
2400	2100	1700	3800	126	60
2500	1845,36	2279,64	4125	137	66
2750	2029,89	2507,61	4537,5	151	72
3000	2214,43	2735,57	4950	165	79
3250	2398,96	2963,54	5362,5	178	85
3500	2583,50	3191,5	5775	192	92
3750	2768,04	3419,46	6187,5	206	98
4000	2952,57	3647,43	6600	219	105

Por otro lado, el compuesto de cal que fija el fósforo a la escoria depende de la cantidad de óxido de fósforo según la siguiente reacción:



Realizando pruebas de la misma manera que para el control de la basicidad, sustituyendo parte de la cal común por cal dolomítica rica en MgO se ha obtenido lo siguiente:

Tabla 4.24: Tiempos de vertido de cal en función del fósforo

	Cal común [kg]	Cal Dolomítica [kg]	Total [kg]	Tiempo cal común [s]	Tiempo cal dolomítica [s]
P < 0,15	1.100	850	1.950	66	30
0,16 < P < 0,25	1.100	1.700	2.800	66	60
P > 0,25	1.650	1.700	3.350	99	60

Dada la dificultad de cuantificar la cantidad exacta de cal a agregar en función del fósforo, las tablas se han realizado empíricamente observando con cuánta cantidad de cal se conseguía reducir el fósforo hasta los valores óptimos (0,020-0,035%).

Concluido el estudio, el procedimiento a seguir será el siguiente:

0) Tomar muestra de la escoria. Con el espectrómetro se podrá conocer la composición de la misma y con ella la basicidad, aunque debido al tiempo que requiere, la muestra se utilizará para ajustar la cal en la siguiente colada.

a) Entre la primera y segunda cesta volcar una bandeja de cal normal y cal dolomítica en el horno en función de la basicidad de la colada anterior, para mantener una escoria básica (ver figuras 4.54 y 4.55).

LUP - Adición de cal al Horno OBT I

Entre primera y segunda cesta: Añadir cal en función de la basicidad de la escoria de la anterior colada.

Concentración de SiO ₂	Cal común [kg]	Cal Dolomítica [kg]	Total [kg]	Tiempo cal común [s]	Tiempo cal dolomítica [s]
250	227,97	184,53	412,5	14	7
500	455,98	369,02	825	28	14
750	683,89	553,61	1237,5	42	20
1000	911,86	738,14	1650	55	27
1250	1139,82	922,68	2062,5	69	33
1500	1367,79	1107,21	2475	83	40
1750	1595,75	1291,75	2887,5	96	46
2000	1823,71	1476,28	3300	110	53
2250	2051,68	1660,82	3712,5	124	59
2300	2100	1700	3800	126	60
2500	2279,64	1845,36	4125	137	66
2750	2507,61	2029,89	4537,5	151	72
3000	2735,57	2214,43	4950	165	79
3250	2963,54	2398,96	5362,5	178	85
3500	3191,5	2583,50	5775	192	92
3750	3419,46	2768,04	6187,5	206	98
4000	3647,43	2952,57	6600	219	105

Figura 4.54: Adición de cal al Horno OBT I

LUP - Adición de cal al Horno OBT II

Cal entre primera y segunda cesta par mantener la basicidad:

Considerando una cantidad típica de SiO₂ de 2.300 kg, la cantidad de cal a introducir en la bandeja será:



Parte trasera (cal dolomítica): 1.700 kg
(60 seg)

Parte delantera (cal común): 2.100 kg
(126 seg)

Cal total: 3.800 kg

Llenar el cangilón más tiempo del estrictamente requerido implica un consumo de cal innecesario

Figura 4.55: Adición de cal al Horno OBT II

- b) Tomar muestra de acero. Esto permitirá conocer la concentración de carbono y fósforo.
- c) Añadir cal para controlar la desfosforación en función de la cantidad de fósforo.

LUP - Adición de cal al Horno OBT III					
En función del P que tenga la colada tras realizar el análisis de la muestra de acero, se añadirán las siguientes cantidades de cal:					
	Cal común [kg]	Cal Dolomítica [kg]	Total [kg]	Tiempo cal común [s]	Tiempo cal dolomítica [s]
P < 0,15	1.100	850	1.950	66	30
0,16 < P < 0,25	1.100	1.700	2.800	66	60
P > 0,25	1.650	1.700	3.350	99	60

Figura 4.56: Adición de cal al Horno OBT III

- d) Oxidar el baño un determinado tiempo para descarburar y desfosforar.
- e) Tomar muestra para comprobar la concentración de carbón y fósforo. Si ambos están dentro de los límites (0,11 % C y 0,020-0,035 % P) proceder a calentar y a volcar. Si alguno de los dos aún se mantiene alto, oxidar el baño, volver a tomar muestra para comprobar la concentración y colar.

4.4.6. Verificación de resultados

Tras la realización y estandarización de las distintas acciones, los resultados obtenidos son los siguientes:

Tabla 4.25: Resultados consumo de cal

Período	Consumo cal común [kg/Tm]	Consumo cal dolomítica [kg/Tm]	Consumo total [kg/Tm]
Jul-10	53,71	0	53,71
Ago-10	34,87	2,25	37,12
Sep-10	30,9	3,35	34,25
Oct-10	28,6	5,3	33,9
Nov-10	26,3	4,7	31,0

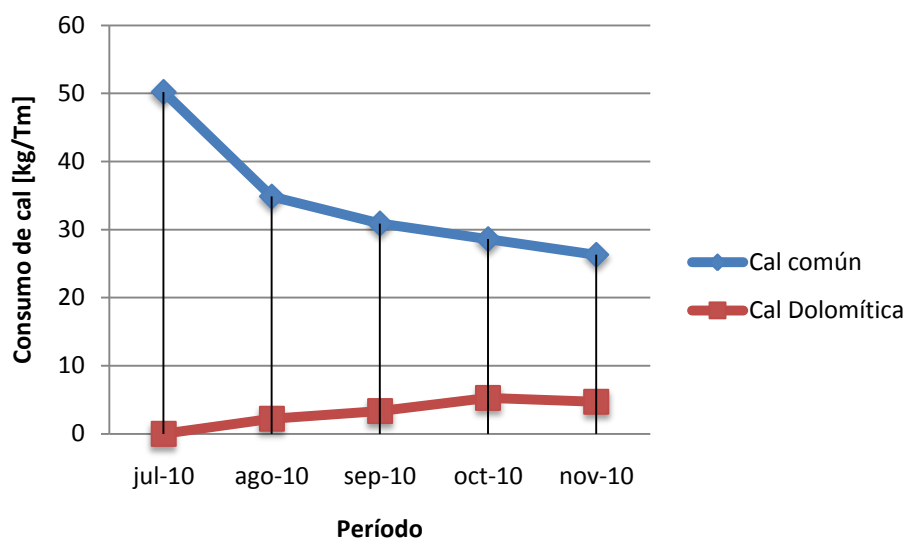


Figura 4.57: Resultado de consumo de cal julio-noviembre 2010

Durante el mes de julio se estuvieron realizando pruebas con cal común y cal dolomítica, pero dado que eran casos aislados, no se han considerado por separado. No obstante, debido a la baja producción del mes de julio, el consumo de cal, al igual que el de energía o electrodos se elevó considerablemente.

Progresivamente durante los meses de agosto y septiembre se ha ido introduciendo la cal dolomítica hasta que se ha alcanzado una relación óptima entre cal común y cal rica en MgO, por lo que parece estabilizarse a partir de octubre.

Si observamos un muestreo al azar realizado para comprobar la de la basicidad de la escoria, ésta se suele mantener en un rango entre 1,4 y 2,5, con una media de 1,78, lo que supone un consumo extra de un 7,8 % con respecto al valor fijado de 1,65.

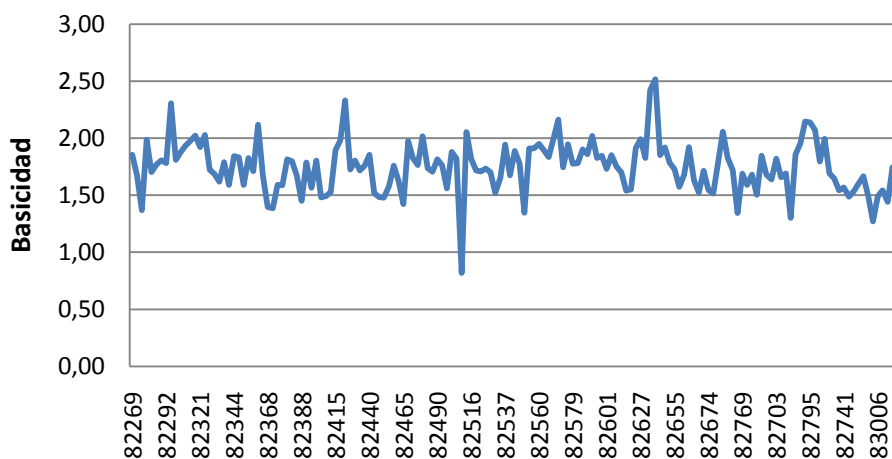


Figura 4.58: Gráfico de basicidad

No obstante, la cal depende en gran medida de la chatarra cargada. Una chatarra con menor cantidad de óxidos, y buena cantidad de recorte de chapa garantiza una colada con muy poca cantidad de fósforo y otras impurezas. Sin embargo, eliminar todo tipo de chatarra salvo aquella procedente de las fábricas de estampación, punzonado u oxicorte eleva el precio de la chatarra y por ende el precio de fabricación de manera considerable.

Consumo de cal

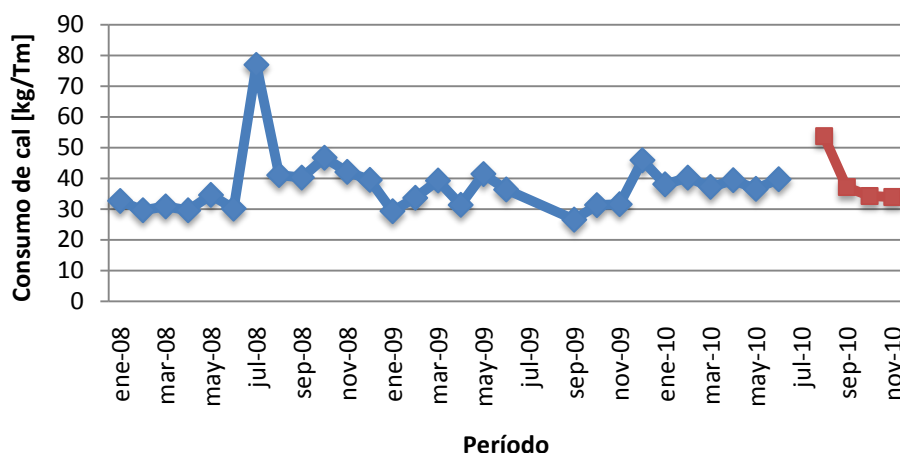


Figura 4.59: Resultado de consumo de cal

En este último gráfico se puede apreciar cómo el consumo total de cal descende progresivamente durante los últimos meses para alcanzar el objetivo.

Teniendo en cuenta que la producción real entre julio y noviembre ha sido de 145.943 Tm, y que el consumo se ha reducido en un 19,5 %, el ahorro real que se ha producido a finales de noviembre es de 60.551 €.

$$(38,53 - 31)/1000 \text{ Tm cal/Tm acero líq.} \cdot 55,1 \text{ €/Tm cal} = 0,41490 \text{ €/Tm ac. Líq.}$$

$$0,41490 \text{ €/Tm} \cdot 145.943 \text{ Tm} = 60.551 \text{ €}$$

Considerando además que este valor de consumo de cal total se mantuviera durante el mes de diciembre, y sabiendo que el tonelaje de pedidos para el próximo mes es de 25.800 Tm, el ahorro total del semestre será:

$$0,41490 \text{ €/Tm} \cdot 171743 \text{ Tm} = 71.256 \text{ €}$$

Lo que supondría una desviación de -9,5 % con respecto al objetivo.

Si se lograra llegar al objetivo de 30 kg/Tm durante el último mes del año, el ahorro sería de 72.677 €, lo que supondría aún así una desviación de -7,7 %.

$$(0,41490 \text{ €/Tm} \cdot 145.943 \text{ Tm}) + (0,47 \text{ €/Tm} \cdot 25.800 \text{ Tm}) = 72.677\text{€}$$

Esto se debe principalmente a dos factores: El elevado consumo del mes de julio, y el comienzo práctico del proyecto a partir de agosto, lo que afecta bastante en un proyecto a corto plazo como es nuestro caso.

No obstante, para conseguir el ahorro monetario estimado, el consumo de cal final debería ser de 25,79 kg/Tm.

$$(0,41490 \text{ €/Tm} \cdot 145.943 \text{ Tm}) + (x \text{ €/Tm} \cdot 25.800 \text{ Tm}) = 78.749 \text{ €}$$

$$x = 0,70532 \text{ €/Tm}$$

$$(38,53 - x)/1000 \text{ Tm cal/Tm acero líq.} \cdot 55,1 \text{ €/Tm cal} = 0,70532 \text{ €/Tm ac. Líq}$$

$$x = 25,79 \text{ kg/Tm}$$

4.5. Estudio sobre la reducción del consumo de ferroaleaciones

4.5.1. Introducción

Tras dos meses de comenzar los proyectos, el conocimiento adquirido durante este tiempo sirvió para continuar con el objetivo de ahorro de costes de la planta.

Por este motivo se realizó este estudio, para comprobar si una reducción de ferroaleaciones podría cumplir la normativa vigente en cuanto a composición química y características mecánicas, ya que de ser así, el ahorro podría ser considerable. En concreto se ha centrado el estudio en la reducción del SiMn, ya que es la ferroaleación más cara (1,1 €/kg).

4.5.2. Desdoblamiento del problema

La adición de SiMn, al igual que el resto de materiales se realiza en dos fases: En el vuelco del horno OBТ, y en el horno de afino.

Tabla 4.25: Adiciones al vuelco

Calidad del Acero	Si-Mn	Fe-Si	Cal	Espato
S 235 J0/JR/J2	750 kg	0 kg	750 kg	180 kg
S 275 J0/JR/J2	750 kg	180 kg	750 kg	180 kg
A 572	1200 kg	180 kg	750 kg	180 kg
S 355 J0/JR/J2	1600 kg	0 kg	750 kg	180 kg
S 355 J0W/J2W/G11	1600 kg	180 kg	750 kg	180 kg

Tanto el SiMn como el FeSi ayudan a desoxidar el acero aunque se haya realizado la adición de carbón. Son tan potentes que son capaces de reducir el monóxido de carbón, y el óxido de hierro, por lo que durante esta fase se genera sílice como resultado de la desoxidación.

Por este motivo es imprescindible añadir cal al vuelco, ya que el contenido de SiO₂ irá aumentando progresivamente hasta que se desoxide completamente el baño de acero, y generando un segundo tipo de escoria en la cuchara de aspecto blanquecino.

Ya en el horno de afino, el proceso es el siguiente:

Se establece programa eléctrico de baja tensión, y se pone en marcha el borboteo de argón para obligar a los materiales a mezclarse.

A los 10 minutos aproximadamente se toma una muestra para comprobar su análisis químico y se mide la temperatura, ya que en función de

ella se elige un programa eléctrico u otro para conseguir una temperatura superior a 1.580 °C, imprescindible para desulfurar

En función del químico se añaden las ferroaleaciones (FeSi, SiMn) necesarias según la ecuación para el cálculo de adiciones para llegar a la composición óptima, dentro de la norma (ver tablas Anexo I). La secuencia sería añadir SiMn para ajustar el manganeso, posteriormente añadir ferrosilicio, teniendo en cuenta la cantidad de silicio ya añadido, y por último si hiciera falta en algún caso excepcional, el carbón.

Para calcular la cantidad de las adiciones se tienen en cuenta: la concentración ya presente en la mezcla de cada elemento, la tasa de recuperación, que especifica la cantidad de cada elemento que aumenta realmente la concentración de dicho elemento en el acero líquido en lugar de perderse en la escoria, la masa de la cuchara, y en ocasiones, el porcentaje de los elementos en la aleación madre, en el caso de agregar compuestos.

$$\text{maditivo} = \frac{100 \cdot \Delta\% X \cdot \text{masa en la cuchara}}{\% X \text{ en aleación madre} \cdot \text{tasa de recuperación de X}}$$

Tras esperar un tiempo prudencial a que se estabilice el baño, se procede a desulfurar, siempre y cuando haya una adecuada basicidad, una alta temperatura, y una óptima fluidez del baño. Se vuelve a sacar muestra y se mide la temperatura. Si los elementos están dentro de los valores admisibles, y se consigue la temperatura pedida en colada continua, se mantiene el borboteo de argón al mínimo y el tap eléctrico de mantenimiento de temperatura.

En función de la calidad del acero, se le añaden los demás elementos: Vanadio para S355 J2W, S355 G11 y A572M, Niobio para S355G11 y A992, Cromo para S355 J0W, S355 J2W, S355 G11 y A992, y Molibdeno y Níquel para S355 G11, suponiendo que no tuviera ya la cantidad necesaria en la propia chatarra.

La tabla existente antes de la realización del estudio era la siguiente:

Tabla 4.26: Análisis químicos óptimos antes del estudio

Elemento (%)	A 36/F 24/F 26 S235 JR/J0 S275 JR/J0	S275J2	A 992 A572	S355 JR/JO/J2/K2	S355 J0W/J2W	S355G11
Carbono (C)	0,065-0,095	0,065-0,095	0,075-0,105	0,075-0,105	0,095-0,115	0,075-0,105
Carbono equivalente (Ceq)	0,255-0,285	0,255-0,285	0,275-0,295	0,335-0,375	0,335-0,375	0,335-0,375

Silicio (Si)	0,16-0,20	0,16-0,20	0,18-0,24	0,18-0,24	0,18-0,24	0,18-0,24
Fósforo (P)	≤ 0,035	≤ 0,025	≤ 0,030	≤ 0,020	≤ 0,020	≤ 0,020
Azufre (S)	≤ 0,030	≤ 0,025	≤ 0,030	≤ 0,020	≤ 0,020	≤ 0,015
Cobre (Cu)	≤ 0,50	≤ 0,50	≤ 0,50	≤ 0,50	0,30-050	≤ 0,30
Cromo (Cr)		≤ 0,12		≤ 0,12	0,45-055	≤ 0,12
Vanadio (V)		0,045-0,055	0,032-0,037	0,045-0,055	0,045-0,055	0,045-0,055
Niobio (Nb)		0,015-0,017	0,015-0,017	0,015-0,017	0,015-0,017	0,015-0,017

Fijándonos en la tabla podemos comprobar que no se definían valores para el manganeso, pero en cambio se utilizaba lo que se conoce como carbono equivalente.

El carbono equivalente es una fórmula que relaciona algunos elementos en el acero, y que permite establecer unos valores óptimos según el tipo de acero que se esté fabricando.

$$\% \text{ CE} = \% \text{ C} + \frac{\% \text{ Mn}}{6} + \frac{\% \text{ Cr} + \% \text{ Mo} + \% \text{ V}}{5} + \frac{\% \text{ Cu} + \% \text{ Ni}}{15}$$

Los valores óptimos de carbono equivalente se han obtenido empíricamente a lo largo de los años comprobando las características mecánicas del material, por lo que cada fábrica, en función del tipo de producto que fabrique y las condiciones de laminación, utilizará unos u otros valores.

El carbono, el manganeso, el cromo, el molibdeno, el vanadio, el cobre y el níquel tienen peso en esta fórmula, siendo el carbono el elemento que más importancia tiene.

Por este motivo, el estudio consistirá en la reducción del manganeso, ya que es un elemento imprescindible para todas las coladas (no ocurre lo mismo con el cromo, el vanadio y el molibdeno, sólo usadas para un determinado tipo de calidad de acero), incrementando ligeramente el contenido de carbono.

4.5.3. Estudio

Este estudio pretende comprobar si una reducción en la composición química del Mn entre un 33 y un 55 % permitiría seguir obteniendo aceros que cumplan la normativa vigente en cuanto a ensayos mecánicos se refiere. Por lo tanto, como objetivo se establecerá la reducción de SiMn (65% Mn, 17% Si) para lograr un ahorro de costes.

Tomando los valores medios de carbono equivalente y carbono, se puede estimar la concentración media de manganeso a obtener:

Tabla 4.27: Concentración media de CE, C y Mn

	% CE medio	% C medio	% Mn medio
S235 JR/J0 S275 JR/J0	0,27	0,08	1,14
S275J2	0,27	0,08	1,14
A 992 A572	0,285	0,09	1,17
S355 JR/JO/J2/K2	0,355	0,09	1,59
S355 J0W/J2W	0,355	0,105	1,5
S355G11	0,355	0,09	1,59

Para lograr esa composición media de manganeso hay que añadir una cierta cantidad del mismo que, dependiendo de la calidad que se esté fabricando, será mayor o menor, puesto que en el vuelco se ha añadido mayor o menor cantidad.

Aunque se desconoce qué cantidad de SiMn se pierde en la desoxidación del baño (previamente desoxidado con carbón), se conoce la concentración media de manganeso con la que el acero llega al afino, por lo que se conoce la cantidad adecuada de Mn a agregar en cada caso.

Tabla 4.28: Cantidad de Mn a añadir

	%Mn previo	% Mn a conseguir	Cantidad de Mn a añadir (kg)
S235 JR/J0 S275 JR/J0	0,109	1,14	1982
S275J2	0,109	1,14	1982
A 992 A572	0,130	1,17	2000
S355 JR/JO/J2/K2	0,180	1,59	2711
S355 J0W/J2W	0,180	1,5	2538
S355G11	0,180	1,59	2711

$$\text{Cantidad de Mn} = \frac{100\% \cdot (1,14\% - 0,109\%) \cdot 125.000 \text{ kg}}{65\% \cdot 100\%} = 1982,69 \text{ kg}$$

$$\text{Cantidad de Mn} = \frac{100\% \cdot (1,17\% - 0,130\%) \cdot 125.000 \text{ kg}}{65\% \cdot 100\%} = 2000 \text{ kg}$$

$$\text{Cantidad de Mn} = \frac{100\% \cdot (1,59\% - 0,180\%) \cdot 125.000 \text{ kg}}{65\% \cdot 100\%} = 2711,53 \text{ kg}$$

$$\text{Cantidad de Mn} = \frac{100\% \cdot (1,5\% - 0,180\%) \cdot 125.000 \text{ kg}}{65\% \cdot 100\%} = 2538,46 \text{ kg}$$

Este estudio pretende unificar los valores de manganeso y carbón para las calidades S235/S275 y S355/A572. Los valores propuestos de reducción de manganeso, y por tanto, aumento de carbón, son los siguientes:

Tabla 4.29: Nuevos valores de CE, C, y Mn medios

	% CE medio	% C medio	% Mn medio	Cantidad Mn (kg)
S 235/ S 275	0,270	0,170	0,6	944
A 572	0,285	0,152	0,8	904
S 355	0,355	0,171	1,1	1.767

$$\text{Cantidad de Mn} = \frac{100\% \cdot (0,60\% - 0,109\%) \cdot 125.000 \text{ kg}}{65\% \cdot 100\%} = 944,23 \text{ kg}$$

$$\text{Cantidad de Mn} = \frac{100\% \cdot (0,80\% - 0,130\%) \cdot 125.000 \text{ kg}}{65\% \cdot 100\%} = 903,85 \text{ kg}$$

$$\text{Cantidad de Mn} = \frac{100\% \cdot (1,1\% - 0,180\%) \cdot 125.000 \text{ kg}}{65\% \cdot 100\%} = 1767,3 \text{ kg}$$

Teniendo en cuenta estos valores, si el estudio tuviera éxito se produciría una reducción de manganeso de 52,3% para las calidades S235/S275, 54,8% para las calidades A572/A992, y 33,4% para las calidades S355, lo que se traduciría en la siguiente reducción de costes (considerando 1,1 €/kg de Mn):

Tabla 4.30: Ahorro estimado

	Cantidad Mn antes del estudio [kg]	Cantidad Mn tras el estudio [kg]	Reducción de Mn [kg]	Ahorro por colada [€/colada]	Ahorro por Tm (Colada 125 Tm) [€/Tm]
S 235 S 275	1982	944	1038	1141,8	9,1344
A 572	2000	904	1096	1205,6	9,6448
S 355	2653,3	1767	886,3	974,93	7,7994

Estimando que la distribución de pedidos de la planta es de un 60 % para las calidades S235/S275, un 10% para A572, y un 30 % para las calidades S355, y considerando la fecha de inicio del proyecto tras la realización de las pruebas durante el mes de septiembre, el ahorro estimado entre octubre y diciembre es de 880.606 €.

Producción estimada segundo semestre: 167.553 Tm

Producción real julio-septiembre: 67.305 Tm

Producción estimada octubre-diciembre: 100.248 Tm

$$\text{Ahorro}_{S235/S275} = 9,1344 \text{ €/Tm} \cdot 0,6 \cdot 100.248 \text{ Tm} = 549.363 \text{ €}$$

Ahorro $A_{572} = 9,6448 \text{ €/Tm} \cdot 0,1 \cdot 100.248 \text{ Tm} = 96.687\text{€}$

Ahorro $S_{355} = 7,7992 \text{ €/Tm} \cdot 0,3 \cdot 100.248 \text{ Tm} = 234.556 \text{ €}$

Ahorro total estimado = 880.606 €

Como se puede observar, el ahorro de manganeso prácticamente a la mitad de su valor utilizado supondría en cuestión de tres meses un ahorro mayor al del resto de proyectos juntos en un semestre, por lo que merece la pena llevarlo a cabo.

4.5.4. Ensayo

Las pruebas de reducción de manganeso, y la comprobación de las características mecánicas se han realizado durante el mes de septiembre de 2010.

Los ensayos se han basado en la realización de análisis químicos, pruebas de resistencia a tracción, y pruebas de resiliencia para comprobar si los datos obtenidos están dentro de la norma.

Para el ensayo de tracción se tiene en cuenta la NORMA UNE-EN 10002/1, considerando que el perfil no cumple la norma en el momento en que el límite elástico sea menor de lo requerido por norma (275 MPa y 355 MPa), ya que a partir de ese momento comenzaría a deformarse plásticamente y dejaría de ser seguro en términos estructurales.

El ensayo de resiliencia es una condición que deben cumplir todos los perfiles europeos. Por este motivo se realiza teniendo en cuenta la NORMA UNE 7 474/1 ó UNE-EN 10045/1.

Los ensayos se han realizado con vigas de calidades S275 y S355, ya que formaban parte de los pedidos del mes de septiembre.

Fijándonos en el gráfico que relaciona la concentración de Mn obtenida y el límite elástico, podemos obtener varias conclusiones:

- El manganeso medio de las pruebas se ha mantenido considerablemente similar al valor establecido como objetivo, por lo que puede dar una idea clara de las condiciones que buscábamos.
- Sólo un perfil ha tenido un valor de 275 MPa de límite elástico y otros dos de 277 MPa, que, si bien pueden estar prácticamente en el límite, no llegan a sobrepasarlo.
- El límite elástico medio de las vigas 30 vigas del ensayo se mantiene en 303 MPa, lo que está por encima del límite mínimo admisible.

S 275 % Mn vs Re

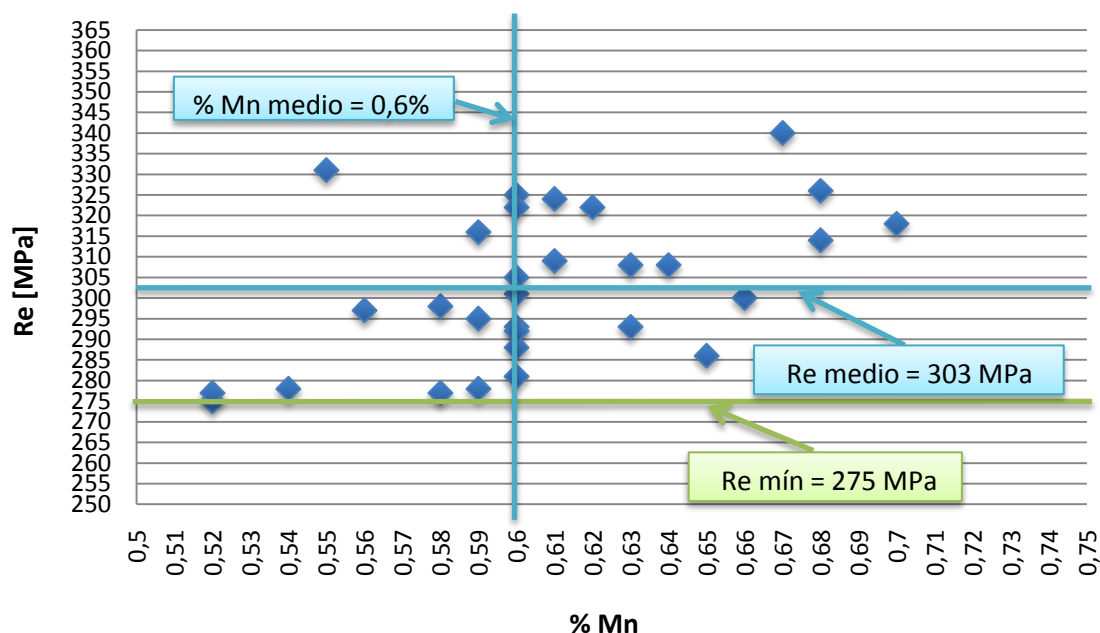


Figura 4.60: %Mn vs. Re S275

En cuanto al ensayo de resiliencia, de las 30 vigas, 19 de ellas eran pedidos con calidad JR, 7 de ellas tenían calidad J0, y 4 eran perfiles J2.

S 275 % Mn vs Resiliencia

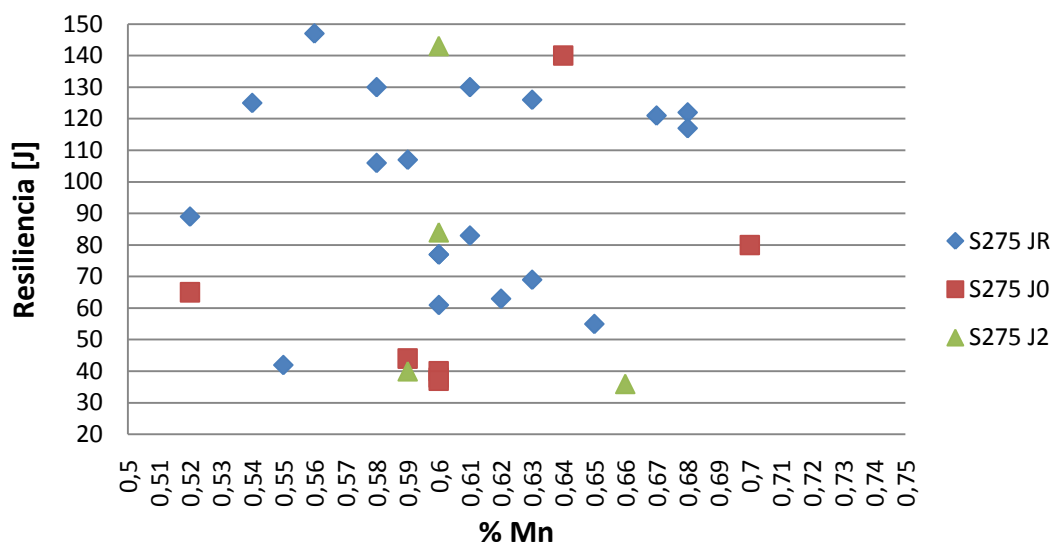


Figura 4.61: %Mn vs Resiliencia S275

Los valores se mantienen entre 28 y 142 J, lo que supone estar por encima de los valores admisibles. Los valores más bajos corresponden, uno a calidad JR con 28 J, y el otro a calidad J2 con 32 J, aunque, dado que entre el

total de muestras son los dos únicos atípicos y aún así se encuentran dentro de lo admisible, se da el ensayo de resiliencia concluido como válido.

En cuanto a los ensayos para vigas con calidades S355, observando el gráfico podemos concluir lo siguiente:

- El valor de manganeso medio durante el ensayo se ajusta razonablemente bien a lo estipulado para el estudio, por lo que puede dar un muestreo fiable de los datos.
- Ningún valor de entre los estudiados se aproxima al valor límite mínimo de límite elástico, siendo el valor más bajo de 362 MPa.
- El muestreo total da como resultado un límite elástico medio de 396 MPa, que supera ampliamente el valor mínimo admisible

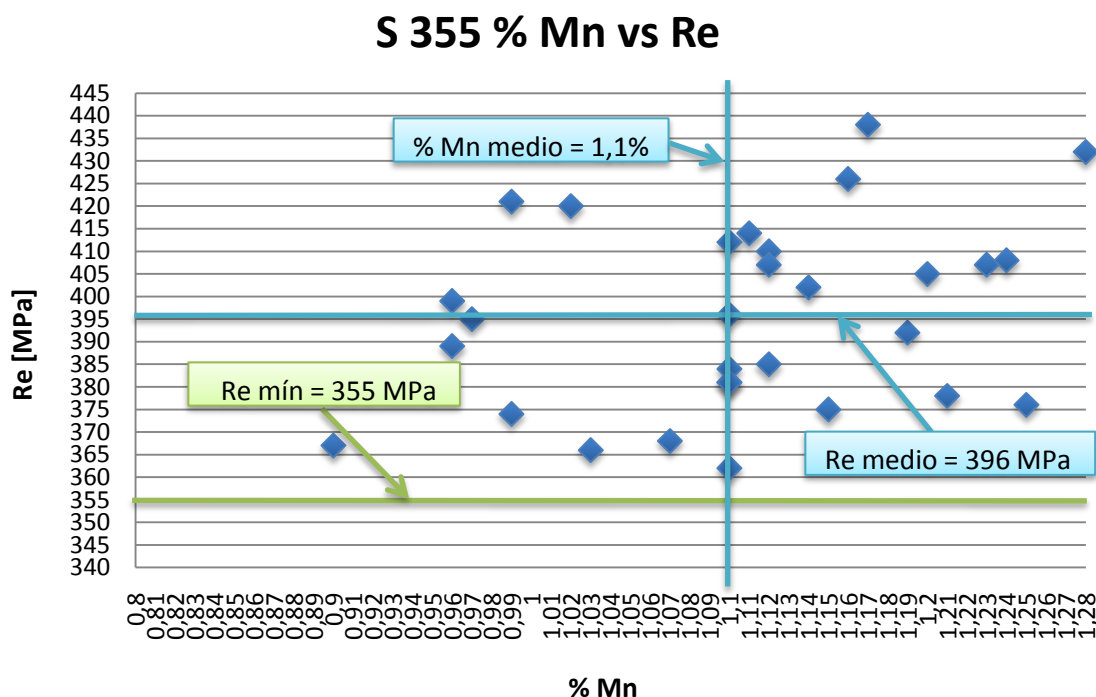


Figura 4.62: %Mn vs. Re S355

Al igual que se ha realizado con el ensayo de resiliencia para las vigas de calidad S275, se han seleccionado 30 vigas de calidad S355, de las cuales 12 son calidad JR, 11 son de calidad J0, y 7 son de calidad J2.

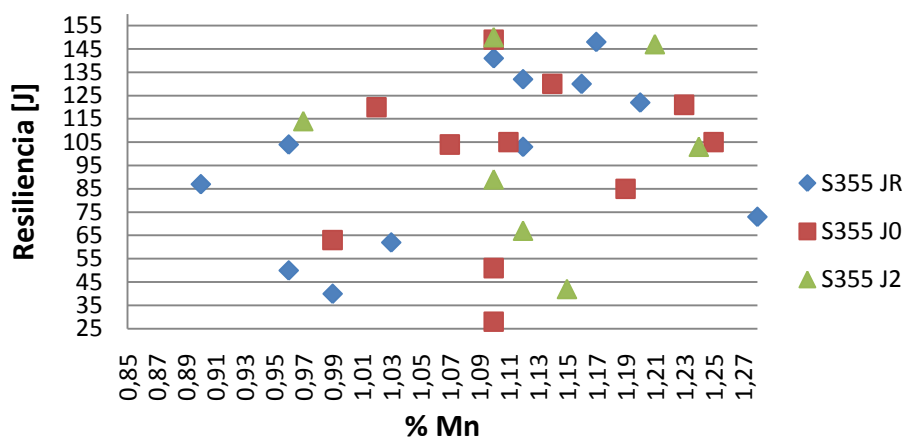
S 355 %Mn vs Resiliencia

Figura 4.63: %Mn vs. Resiliencia S355

A la vista de los datos podemos observar que ninguno de los perfiles estudiados alcanza el valor mínimo permitido, siendo tan solo uno de ellos, de calidad J0, el más bajo con un valor de 27 J. No obstante, dado que se trata de un valor atípico no se considera importante en el estudio.

Como conclusión del estudio realizado en septiembre, en el cual se han realizado pruebas con perfiles de calidades S275 y S355, se considera que es viable una reducción de entre 33 y 55% de manganeso para el ahorro de costes, que cumpla los análisis químicos y sin perjudicar gravemente las características mecánicas.

Por lo tanto, se considera oportuno establecer unos límites óptimos que pueda manejar el personal de la planta, y ampliar el ensayo a perfiles americanos A572 a partir de octubre de 2010.

Así pues, como resultado del estudio se crea la siguiente nota informativa para el personal de fábrica (ver figura 4.64).

LUP- Nuevas concentraciones de elementos

- ❖ Aumenta la concentración de carbono.
- ❖ Se reduce el contenido de manganeso.
- ❖ Mantener una relación Mn/Si ≥ 3 por motivos de fragilidad en el tren de laminación.

% MEDIOS			% CE medio	% C medio	% Mn medio	Cantidad Mn (kg)
	S 235/ S 275		0,270	0,170	0,6	944
	A 572		0,285	0,152	0,8	904
	S 355		0,355	0,171	1,1	1.767

RANGO ÓPTIMO	Elemento (%)	A 36/F 24/F 26 S235 JR/J0 S275 JR/J0	S275J2	A 992 A572	S355 JR/J0/J2/K2	S355 J0W/J2W	S355G11
	Carbono (C)	0,02-0,032	0,02-0,032	0,137-0,167	0,156-0,186	0,156-0,186	0,156-0,186
	Carbono equivalente (Ceq)	0,255-0,285	0,255-0,285	0,275-0,295	0,335-0,375	0,335-0,375	0,335-0,375
	Manganeso (Mn)	0-45-0,75	0-45-0,75	0,65-0,95	0,95-1,25	0,95-1,25	0,95-1,25
	Silicio (Si)	0,15-0,30	0,15-0,30	0,22-0,32	0,32-0,42	0,32-0,42	0,32-0,42
	Fósforo (P)	$\leq 0,035$	$\leq 0,025$	$\leq 0,030$	$\leq 0,020$	$\leq 0,020$	$\leq 0,020$
	Azufre (S)	$\leq 0,030$	$\leq 0,025$	$\leq 0,030$	$\leq 0,020$	$\leq 0,020$	$\leq 0,015$
	Cobre (Cu)	$\leq 0,50$	$\leq 0,50$	$\leq 0,50$	$\leq 0,50$	0,30-050	$\leq 0,30$
	Cromo (Cr)		$\leq 0,12$		$\leq 0,12$	0,45-055	$\leq 0,12$
	Vanadio (V)		0,045-0,055	0,032-0,037	0,045-0,055	0,045-0,055	0,045-0,055
	Niobio (Nb)		0,015-0,017	0,015-0,017	0,015-0,017	0,015-0,017	0,015-0,017

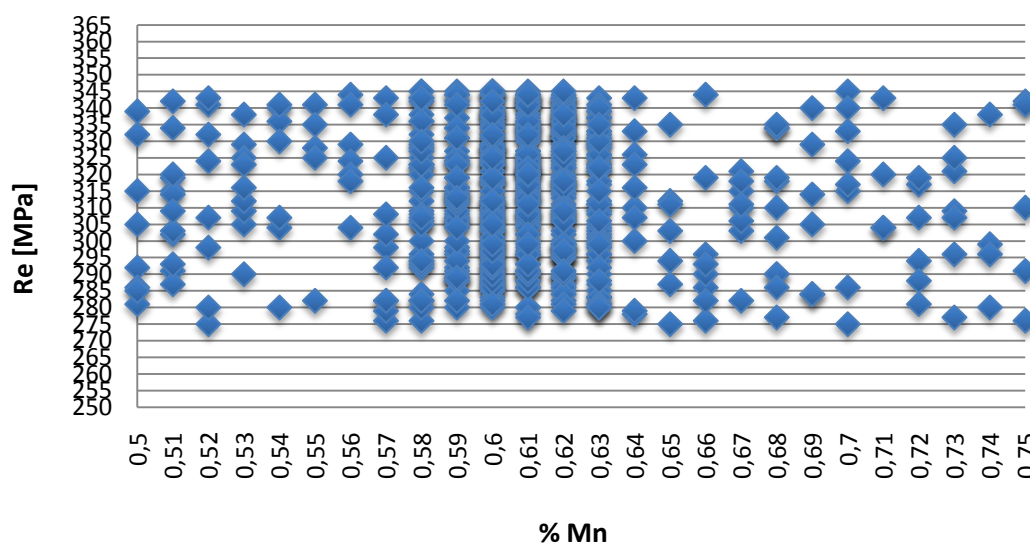
Figura 4.64: Nuevas concentraciones de elementos

4.5.5. Verificación de resultados

Tras la implantación del nuevo sistema de adiciones se ha podido realizar un seguimiento de resistencia mecánica y resiliencia de los perfiles. En el proceso real, no siempre llega el baño de acero al afino con la misma concentración de manganeso, y no siempre agregándole la cantidad especificada en la fórmula de adiciones se obtienen los valores buscados. Por este motivo, y por el factor humano, que es el que opera con las cantidades de las adiciones, en ocasiones se obtienen los valores especificados, y en otras se alejan un poco. No obstante, la gran mayoría se suele mantener en el valor medio, y la mayoría se mantienen dentro del rango óptimo.

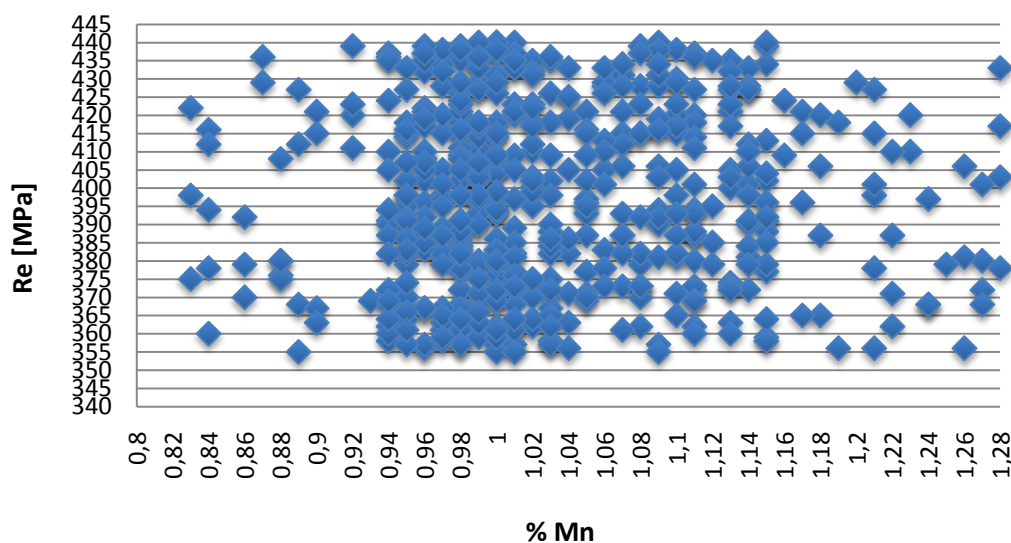
Además, debido a las condiciones en las que se enfría el beam blank, la ausencia o aparición de grietas o inclusiones pueden variar las características mecánicas.

En los análisis realizados en las vigas de calidad S275, todas han permanecido dentro del rango entre 0,45 y 0,75 % de manganeso. Asimismo, todas las probetas han mostrado un límite elástico de al menos 275 MPa o mayor, habiendo encontrado estos valores en solo 6 vigas de más de 600 analizadas, por lo que es un resultado positivo.

S 275 % Mn vs Re*Figura 4.65: Resultados %Mn vs. Re S275*

En cuanto a los perfiles de calidad S355, la mayoría de las probetas se encuentran cerca del valor medio especificado para el manganeso, aunque cabe destacar que algunas de ellas se salen fuera del rango óptimo (0,95-1,25). De entre todas las probetas analizadas, que suponen un rango de muestreo también mayor a 600, tan solo 7 datos se encuentran en el valor mínimo admisible de 355 MPa, aunque en este caso, hay una mayor cantidad de datos cercanos al mismo.

Por estos motivos, se considera un resultado positivo, aunque se cree interesante continuar con el estudio algunos meses más para esta calidad con el objetivo de averiguar si hemos estrechado demasiado el rango óptimo.

S 355 % Mn vs Re*Figura 4.66: Resultados %Mn vs. Re S355*

En cuanto al muestreo obtenido de perfiles con calidad americana A572, los resultados muestran que las concentraciones de manganeso se han mantenido cercanas al objetivo, y todas las muestras dentro del rango óptimo entre 0,65 y 0,95 % de manganeso. Asimismo, las pruebas muestran que con estas concentraciones de manganeso y el aumento de la concentración de carbón, las probetas pueden soportar sin problemas la tensión máxima admisible de 355 MPa, aunque haya dos o tres datos atípicos con ese valor.

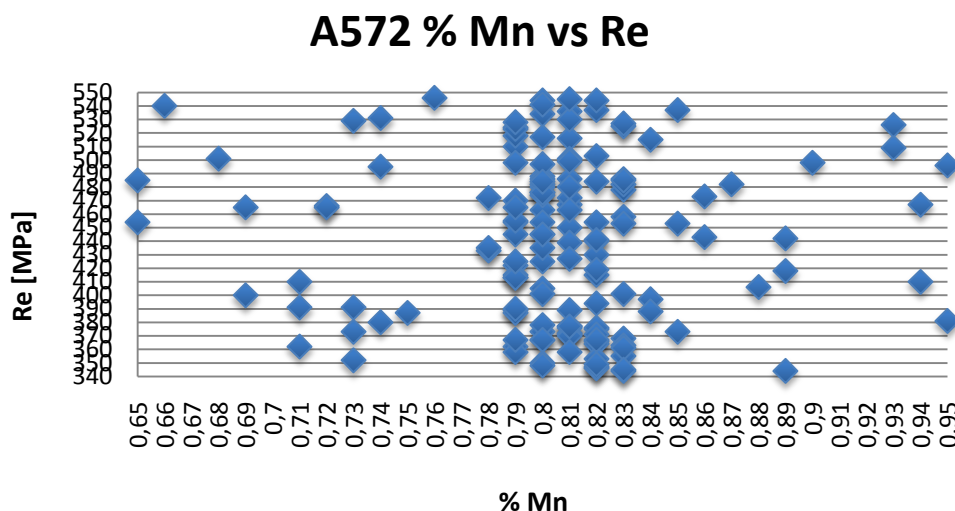


Figura 4.67: Resultados %Mn vs. Re A572

En cuanto a las pruebas de resiliencia, se ha realizado una muestra de 60 probetas para calidad S275 y otras 60 para calidad S355, no siendo necesarias para la calidad A572 porque la norma americana no lo contempla.

Las pruebas de resiliencia en perfiles S275 muestran un resultado claramente favorable con unos valores por encima de los 27 J para todas las calidades JR, J0 y J2, siendo el valor más bajo de 27 J en una calidad J0.

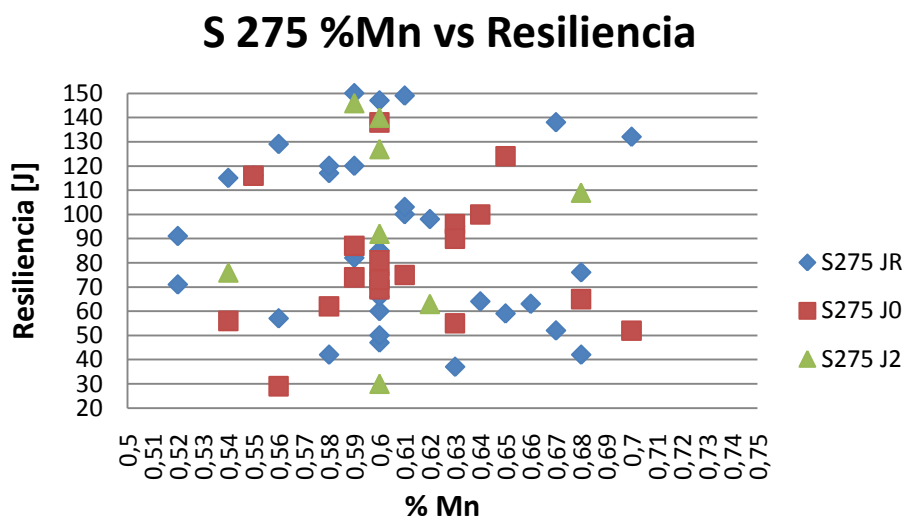


Figura 4.68: Resultados %Mn vs. Resiliencia S275

Sin embargo, las calidades S355 JR, J0, y J2, a pesar de que la amplia mayoría del muestreo muestra resultados favorecedores, existen dos datos de calidades JR y J2 inferiores al valor de resiliencia mínimo admisible. Por este motivo se considera apropiado seguir con el estudio más detallado de estos perfiles, realizando el muestreo completo de pruebas de resiliencia.

S 355 %Mn vs Resiliencia

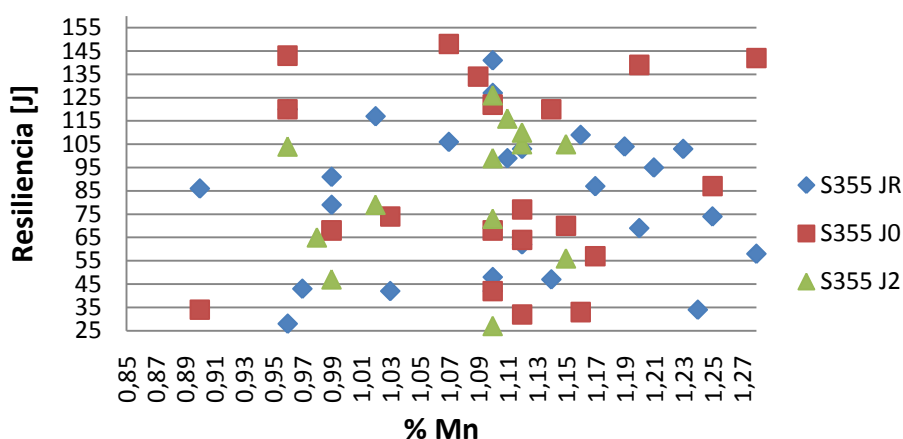


Figura 4.69: Resultados %Mn vs. Resiliencia S355

Tras la realización de los ensayos del estudio se han llevado a cabo durante los meses de octubre y noviembre la reducción de manganeso según los objetivos marcados, y así se continuará durante los próximos meses.

A finales de noviembre, la producción real entre estos dos meses ha sido de 78.638 Tm. Teniendo en cuenta que la producción real de cada tipo de perfil ha sido de 50% de S275, 40% de S355, y 10% de A572, el ahorro de manganeso durante este tiempo ha sido de 680.324 €.

$$\text{Ahorro}_{S235/S275} = 9,1344 \text{ €/Tm} \cdot 0,5 \cdot 78.638 \text{ Tm} = 359.155 \text{ €}$$

$$\text{Ahorro}_{A572} = 9,6448 \text{ €/Tm} \cdot 0,1 \cdot 78.638 \text{ Tm} = 75.844 \text{ €}$$

$$\text{Ahorro}_{S355} = 7,7992 \text{ €/Tm} \cdot 0,4 \cdot 78.638 \text{ Tm} = 245.325 \text{ €}$$

$$\text{Ahorro total por reducción de manganeso} = 680.324 \text{ €}$$

No obstante, teniendo en cuenta que se ha aumentado el consumo de carbón y que su precio es de 0,5 €/kg, ese ahorro total no es del todo cierto.

Tabla 4.31: Gasto económico por aumento de carbón

	% C previo	% C medio actual	Cantidad de C de más[kg]	Gasto por colada [€/colada]	Gasto por Tm Colada 125 Tm [€/Tm]
S 235/ S 275	0,08	0,170	112,5	56,25	0,45
A 572	0,09	0,152	77,5	38,75	0,31
S 355	0,095	0,171	95	47,5	0,38

$$\text{Cantidad de C} = \frac{100\% \cdot (0,17\% - 0,08\%) \cdot 125.000 \text{ kg}}{100\% \cdot 100\%} = 112,5 \text{ kg}$$

$$\text{Cantidad de C} = \frac{100\% \cdot (0,152\% - 0,09\%) \cdot 125.000 \text{ kg}}{100\% \cdot 100\%} = 77,5 \text{ kg}$$

$$\text{Cantidad de C} = \frac{100\% \cdot (0,171\% - 0,095\%) \cdot 125.000 \text{ kg}}{100\% \cdot 100\%} = 95 \text{ kg}$$

De esta forma, el aumento de la cantidad de carbón según las cantidades de la tabla produce unos gastos que antes no existían:

$$\text{Gasto}_{S235/S275} = 0,45 \text{ €/Tm} \cdot 0,5 \cdot 78.638 \text{ Tm} = 17.693 \text{ €}$$

$$\text{Gasto}_{A572} = 0,31 \text{ €/Tm} \cdot 0,1 \cdot 78.638 \text{ Tm} = 2.437 \text{ €}$$

$$\text{Gasto}_{S355} = 0,38 \text{ €/Tm} \cdot 0,4 \cdot 78.638 \text{ Tm} = 11.953 \text{ €}$$

$$\text{Gasto total por consumo extra de carbón} = 32.083 \text{ €}$$

Por lo tanto, el ahorro real entre octubre y noviembre ha sido de:

$$\text{AHORRO TOTAL}_{\text{oct-nov}} = 680.324 - 32.083 \text{ €} = 648.241 \text{ €}$$

Con esto se confirma que el ahorro de manganeso en detrimento del aumento de carbón es altamente rentable si las propiedades mecánicas se logran mantener.

Considerando además que el estudio se continúe hasta finales de semestre, teniendo en diciembre una producción de 25.800 Tm, repartidas en un 45% S275, 35% A572, y un 20% de S355, el ahorro total estimado del “semestre” será:

$$\text{Ahorro}_{S235/S275} = 9,1344 \text{ €/Tm} \cdot 0,45 \cdot 25.800 \text{ Tm} = 106.050 \text{ €}$$

$$\text{Ahorro}_{A572} = 9,6448 \text{ €/Tm} \cdot 0,35 \cdot 25.800 \text{ Tm} = 87.092 \text{ €}$$

$$\text{Ahorro}_{S355} = 7,7992 \text{ €/Tm} \cdot 0,2 \cdot 25.800 \text{ Tm} = 40.243 \text{ €}$$

$$\text{Gasto}_{S235/S275} = 0,45 \text{ €/Tm} \cdot 0,45 \cdot 25.800 \text{ Tm} = 5.224 \text{ €}$$

$$\text{Gasto}_{A572} = 0,31 \text{ €/Tm} \cdot 0,35 \cdot 25.800 \text{ Tm} = 2.799 \text{ €}$$

$$\text{Gasto}_{S355} = 0,38 \text{ €/Tm} \cdot 0,2 \cdot 25.800 \text{ Tm} = 1.961 \text{ €}$$

$$\text{Ahorro diciembre} = 223.401 \text{ €}$$

$$\text{Ahorro total por Ferroaleaciones}_{\text{dic 2010}} = 871.642 \text{ €}$$

El ahorro total conseguido en un período de tiempo de 4 meses entre estudio y establecimiento del procedimiento ha supuesto un ahorro que finalmente ha superado a los otros proyectos mediante un sencillo cambio en el proceso.

4.6. Conclusiones del proyecto y posibles mejoras futuras

4.6.1. Conclusiones

El proyecto realizado en una planta de fabricación de vigas de acero para la reducción de costes en la sección de acería ha sido un proceso largo de aprendizaje, ensayos, puesta en marcha de acciones, y verificación de resultados que ha comprendido un período de seis meses entre junio y noviembre de 2010.

El proyecto me ha permitido conocer un mundo antes desconocido para mí, como es el sector metalúrgico, y trabajar con verdaderos profesionales de esta área. No obstante, me ha resultado curioso el carácter práctico que habitualmente tienen los procesos industriales, que, aunque se fundamenten sobre una base teórica, en realidad el funcionamiento del proceso se basa en la práctica y la experiencia de la gente (know-how).

Durante este tiempo he aprendido cosas interesantes como la metodología PDCA, el proceso metalúrgico del acero, tecnicismos propios del sector, la aplicación de los principios teóricos a la práctica, las máquinas, herramientas y mecanismos más típicos en este proceso industrial, y el funcionamiento diario de una planta que pertenece a una multinacional.

Sin embargo, nada habría valido la pena si el proyecto no hubiera dado sus frutos, obteniendo unos resultados tan positivos, y es que durante la aplicación del mismo entre julio y noviembre se ha conseguido un ahorro de 902.886 €, estimando un ahorro total del segundo semestre de 2010 de 1.157.898€

Dada la época de crisis que se está viviendo actualmente, un ahorro de estas características supone una gran ayuda para garantizar la continuación de la fábrica y hacer posible inversiones para el año próximo que de otra manera habrían sido inviables.

En cuanto al proyecto de reducción de consumo de energía, hemos comprobado cómo a pesar de que existe una disminución progresiva de energía, no se logra el ahorro económico esperado, con una desviación estimada a diciembre de 2010 entre un 2 y un 3 %. Esto se achaca a varios factores:

- Alto porcentaje de inertes que aún sigue habiendo en la chatarra. La calidad de la misma durante este semestre está siendo bastante mala, con mucha tierra, lo que se traduce en un aumento de la energía en el horno. Una posible solución es la expuesta como propuesta de mejora.

- Altas temperaturas de vuelco. A los operarios les cuesta el cambio, puesto que menores temperaturas de vuelco en horno OBT y afino suponen menores temperaturas en colada continua, y por costumbre, prefieren no arriesgarse a disminuirla demasiado por riesgo a que se cierren las buzas de la cuchara o el tundish. Como solución se propone realizar reuniones con los operarios y concienciar que la disminución de temperatura en cada colada ahorra mucha más energía que el que en un caso extremo haya que perder una colada por concentración de oxígeno al intentar abrir la buza.
- Ajuste de programa eléctrico. Se considera que los cambios no son suficientes como para llegar al ahorro de energía esperado, por lo que se cree oportuno establecer contacto con proveedores de electrodos o algún técnico especialista en regulación eléctrica de hornos de arco eléctrico.
- Número elevado de paradas por fugas en pailas debido a su mal estado, lo que además de generar una pérdida de productividad ocasionaba consumo de electrodos, y pérdidas energéticas. Las pailas mixtas de cobre y acero no llegaron hasta mediados de octubre.

Sobre el proyecto de reducción de consumo de electrodos, tras haber realizado el plan de acción, se comprueba que pese a que ha mejorado, aún se desvía del objetivo entre un 2,9 y un 3,9 %.

- Roturas en julio y agosto. Las dos roturas de julio por el choque con chatarra no metálica durante la penetración, y choque con la bovedilla subieron considerablemente el consumo de electrodos en ese mes. En el mes de agosto también se perdió una pieza por un par de apriete insuficiente, aunque se ha mandado al proveedor para recuperarla. No obstante, tras esos dos primeros meses el consumo por rotura ha sido nulo como se esperaba.

En este caso se cree que quizás el objetivo ha sido demasiado exigente para una primera etapa de seis meses, y se considera oportuno continuar con el proyecto durante el año 2011.

En cuanto al proyecto de reducción de consumo de cal, a pesar de que también se ha logrado una mejora significativa, se estima que no se conseguirá llegar al objetivo planteado, con una desviación entre 7,7 y 9,5 %. Se considera que ha ocurrido por las siguientes causas:

- Consumo de cal por fósforo. En multitud de ocasiones se ha tenido que verter más cal por una concentración alta de fósforo en el acero, y este ha sido el factor principal de la desviación. Como medidas se propone estudiar soluciones para eliminar el fósforo de la propia chatarra antes de llevarla al horno, y realizar la compra de un cangilón de cal. De esta forma, cuando se tuviera que verter cal por fósforo alto sólo se echaría cal común, y no cal dolomítica (más cara), para un cometido que no es el suyo.

- Mala calidad de la chatarra. Durante este tiempo se ha podido observar la chatarra que llegaba a fábrica, en unas condiciones lamentables en muchas ocasiones. Dado lo difícil que resulta realizar un control de la chatarra, se propone como mejora (punto 4.6.2) la compra de una máquina de limpieza de chatarra.

Por último, el estudio sobre la reducción de ferroaleaciones ha sido el que mejores resultados ha obtenido y en menor tiempo, lo que supone considerar despreciables los desvíos que se han producido en el resto de proyectos con el objetivo. Se considera interesante el seguimiento del proyecto de ferroaleaciones durante el año 2011, y estudiar la posible reducción de silicio.

Como comentario final, tan sólo añadir que, como dijo Albert Einstein, “en tiempos de crisis, la imaginación es más efectiva que el intelecto”, y esto es exactamente lo que nos ha permitido tener unos resultados tan positivos, esperando que para el año 2011 la imaginación siga mostrando nuevos caminos de mejora.

4.6.2. Propuestas de mejora

Habiendo constatado el potencial de mejora que tiene la planta, se puede pensar en otros posibles cambios que afecten al rendimiento o ahorro en la misma, aunque la mayoría de mejoras sugeridas requieren inversiones que quizá puedan realizarse gracias al ahorro logrado durante este semestre.

Por tanto, como posibles mejoras futuras se proponen las siguientes:

- **Inversión-Máquina de limpieza de chatarra:** El objetivo de esta máquina es limpiar la chatarra antes de que sea introducida en el horno para hacer frente al deterioro que está sufriendo la calidad de la chatarra.

La chatarra sucia se deposita en una mesa, y mediante vibración, la chatarra se libera de la suciedad. A cierta distancia de la mesa se sitúa un tambor magnético giratorio que atrae los materiales magnéticos (chatarra limpia) y los deja caer directamente en el parque de chatarra, mientras que los materiales no magnéticos caen por el hueco existente entre la mesa vibrante y el tambor magnético y se posan sobre otra mesa vibrante que los dirige a un lugar adecuado.



Figura 4.70: Máquina limpiadora de chatarra

Se estima que al mejorar la calidad de la chatarra introducida en el horno se puede reducir el tiempo de power on en 2-3 minutos/colada, el consumo de energía en torno a 30-35 kWh/Tm acero líquido, y el consumo de cal por fósforo alto y contenido de SiO₂ ENTRE 8 Y 10 kg/Tm acero líquido.

- **Inversión-Mecheros de cucharas:** En la sección de acería existen actualmente dos mecheros para las cucharas, cuando el funcionamiento real usa cuatro cucharas. Esto obliga a ir rotándolas para que pasen un tiempo en el mechero antes de colar, por lo que nunca están tan calientes como se desearía. Esto implica que cuando se realiza el vuelco del horno OBT, el acero en la cuchara se enfría, y hay que introducir más energía en el horno de afino, con su consecuente gasto monetario.

Por lo tanto, se considera interesante la compra de al menos un mechero más que permita comenzar el ciclo.

- **Inversión-Transformador de 120 MW:** Actualmente el transformador del horno de arco eléctrico de la planta es de 90 MW. Un transformador que tuviera una potencia nominal más alta permitiría utilizar mayores tensiones e intensidades durante el proceso de fusión, lo que reduciría el tiempo de power on, y a la postre, el consumo de energía y refractarios.
- **Inversión-Grúa de 150 Tm:** La grúa que carga el horno de arco eléctrico a día de hoy admite una carga máxima de unas 115 Tm, lo que supone tener en el caso más extremo (primera cesta) con unas 65 Tm de chatarra y unas 36,5 Tm de la cesta, un margen de 13-14 Tm. La compra de una grúa con mayor capacidad de carga permitiría aumentar el peso de las cestas llegando incluso a tener que utilizar tan solo dos de ellas para una colada, lo que supone una reducción del consumo de energía y de las pérdidas en el horno.
- **Inversión-Nave parque de chatarra:** En la fábrica en la que se ha realizado el proyecto, el parque de chatarra se encuentra al aire libre, por lo que se encuentra expuesto a las condiciones climáticas. Construir una nave techada permitiría reducir el contenido de agua que tiene principalmente en invierno, y con ello se reduciría parte del consumo energético en el horno en esta época.
- **Proyecto tres cucharas:** Actualmente se emplean en el proceso cuatro cucharas, dejando entre el horno de afino y colada continua una cuchara llena para tener margen si existiera algún problema en el horno OBT, poder llegar a realizar el empalme en colada continua. Teniendo en cuenta la fiabilidad del proceso, trabajar con tres cucharas en lugar de cuatro permitiría una reducción de consumo energético en el horno de afino, y una reducción del consumo de refractarios, al permanecer menos tiempo el acero en la cuchara.

- **Continuación estudio de reducción de Mn:** Continuar con el estudio principalmente en perfiles S355 para verificar si el rango óptimo establecido es correcto, y para realizar más ensayos de resiliencia con el objetivo de mantener o modificar los valores de Mn establecidos.
- **Estudios de generación de ingresos o ahorro:** Realizar estudios para evaluar en qué áreas dentro de la sección se podrían generar posibles ingresos o ahorros. Se proponen:
 - Venta de escoria negra: Algunas plantas generan ingresos al vender la escoria negra procedente del horno OBT para su uso en asfalto.
 - Venta o reutilización de escoria blanca: Algún proveedor puede necesitar este producto como materia prima. Si no fuera viable, estudiar la posibilidad de utilizarlo por su contenido de cal en el horno OBT.
 - Reutilización de ladrillo refractario: Cuando se realizan reparaciones en el horno o en las cucharas, no siempre hay ladrillos dañados. Debido al alto precio de este tipo de material se propone su reutilización cuando las condiciones del mismo lo permitan o estudiar su venta al propio proveedor.
 - Venta de piezas de cobre de la chatarra: Debido a los problemas que puede generar de fragilidad una concentración elevada de cobre, es imprescindible separarlo de la chatarra cuando se detecte alguna pieza entre la misma. Estudiar alguna forma de poder detectar más piezas, y su posible venta posterior.

4.7. Presupuesto

Los costes derivados de este proyecto incluyen el número de horas que he pasado trabajando en el proyecto como Ingeniero Junior, y los gastos ocasionados por la implantación de algunas de las acciones.

No obstante, debido a que el proyecto se ha realizado dentro de la propia empresa, no se tiene en cuenta el salario de la gente implicada en el proceso siderúrgico, puesto que su sueldo es independiente del proyecto.

Cabe destacar las siguientes cuestiones:

- Los costes de personal, y equipos se tienen en cuenta durante 7 meses (Junio a Diciembre), puesto que el proyecto finaliza cuando acaba el semestre. No se tiene en cuenta el mes de mayo ya que se trataba de una fase de aprendizaje.
- El horno consta en las paredes laterales de la cuba de 13 pailas. Debido a su precio, se decide comprar 6 de ellas, considerando como prioritarias aquellas que más fugas suelen tener.
- La modificación del manipulador de oxígeno para que apunte a la escoria y al baño y no dañar el electrodo la realiza la empresa proveedora del manipulador en sus instalaciones a precio cerrado.
- Las mangueras forman parte del proyecto de reducción de cal. Dos de ellas se utilizarán para renovar las existentes que conectan el antiguo depósito de carbocal y el horno, mientras que una tercera conectará el depósito de carbón espumante con el mechero situado entre las fases 2 y 3.
- El vaciado del silo de carbocal para su uso con carbón se contrata a una empresa de aspiración a precio cerrado.
- El coste imputable de los equipos se calcula según la siguiente fórmula:

$$\text{Coste imputable} = \frac{A}{B} \cdot C \cdot D$$

A = N° de meses desde la fecha de facturación en que el equipo es utilizado

B = Período de depreciación

C = Coste del equipo (sin IVA)

D = % Uso que se dedica al proyecto

El desglose presupuestario se ha dividido en: Personal, Equipos, y Subcontratación de tareas, como se puede apreciar en la hoja siguiente.

PERSONAL

Apellidos y Nombre	Categoría	Nº horas/mes	Nº meses cotizados	Coste hombre/mes [€/mes]	Coste [€]
Mateos Carmona, Jonathan	Ingeniero Junior	120	7	1.300	9.100
TOTAL					9.100

EQUIPOS

Descripción	Coste unitario [€]	Coste total [€]	% Uso dedicado	Dedicación [meses]	Período de depreciación [meses]	Coste imputable [€]
Pailas mixtas refrigeradas (x6)	20.000	120.000	100	7	60	14.000
Mangueras carbón espumante (x3)	5.000	15.000	100	7	36	2.917
TOTAL						16.917

SUBCONTRATACIÓN DE TAREAS

Descripción	Empresa	Coste [€]
Vaciado silo carbocal	Barin	1.500
Modificación manipulador de oxígeno	Labea	1.000
TOTAL		2.500

El presupuesto total de este proyecto asciende a la cantidad de 28.517 €.

Leganés a 31 de Diciembre de 2010

El ingeniero proyectista

Fdo. Jonathan Mateos Carmona

4.8. Glosario

Agente Fundente: Se trata de un agente limpiador del hierro, como la cal, que reacciona con las impurezas, formando una escoria que flota hacia la superficie de hierro líquido

Agente Reductor: Es aquel elemento que cede electrones o capta átomos de oxígeno, por lo que aumenta su estado de oxidación, es decir, se oxida.

Agente Oxidante: Es aquel elemento que capta electrones o transfiere átomos de oxígeno, por lo que disminuye su estado de oxidación, es decir, se reduce.

Beam blank o Palanquilla: Semiproducto procedente de acería con destino al tren de laminación.

Buza: Orificio revestido de material refractario que permite la salida del acero líquido. Tienen buzas el horno de arco eléctrico, las cucharas, y los tundish.

Caña Pirométrica: Instrumento empleado para conocer la temperatura del acero líquido.

Escoria: Capa de óxidos y cal que flota sobre la superficie del baño de acero.

Cesta: Recipiente transportador de chatarra

Colada: Engloba la cantidad total de acero líquido que es capaz de fundir el horno.

Cuchara: Recipiente transportador de acero líquido.

Ductilidad: Capacidad que tienen los materiales de adquirir deformaciones permanentes como consecuencia de esfuerzos a tracción.

Dureza: Resistencia de un cuerpo a ser rayado o penetrado

Fragilidad: Se define como la facilidad de rotura de un material tras pasar el límite elástico sin apenas deformarse plásticamente. Es contrario a la tenacidad.

Hierro Esponja: Término que hace referencia al producto obtenido por reducción directa.

Límite elástico: Punto que determina el valor máximo de carga que se puede aplicar sin que una pieza se deforme plásticamente.

Línea de Escoria: Altura a la que se encuentra la escoria por encima del baño, visible por la agresividad del ataque al ladrillo refractario del horno.

Maleabilidad: Capacidad de los materiales de adquirir deformaciones permanentes como consecuencia de esfuerzos a compresión.

Mena de hierro: Formación rocosa con alto contenido de hierro procedente de yacimientos.

Mix de Chatarra: Especifica la mezcla y el orden de la chatarra que se ha de cargar en cada cesta.

Paila: Sistema de tuberías refrigeradas que cubren la bóveda y la parte más alta de la cuba del horno.

Perforación: En el horno, en las cucharas o en el tundish tiene que ver con una abertura por la que escapa el acero por una deficiente protección interior. En colada continua se denomina perforación al escape de acero líquido que normalmente tiene lugar tras pasar el pie de lingotera.

Pie de baño: Restos de acero que permanecen en el horno tras haber realizado el vuelco.

Power On: Tiempo en el que se está dando corriente al horno.

Power Off: Engloba todos los tiempos de paradas cuando la planta está en funcionamiento.

Resiliencia: Cantidad de energía que absorbe un material antes de romperse mediante un golpe.

Resistencia: Capacidad de un cuerpo para resistir una fuerza aplicada sin romperse.

Tenacidad: Capacidad de un material de absorber energía antes de romperse. Cuanta mayor deformación plástica tenga un material, mayor energía absorbe.

4.9. Bibliografía

Libros

W. Leuckel, R. Collin, J. Ward and A. Reis: "Industrial Furnace Technology" (Ed. Infub, 1995, 1st Edition)

J. Astigarraga: "Hornos de arco para fusión de acero" (Ed. Nomos, 1998, 1^a Edición)

Arcelormittal: "El proceso siderúrgico" (Ed. Grafinsa, 2007, 2^a Edición)

A. Barreiro: "Fabricación de hierro, aceros y fundiciones" (Ed. Urmo, 1984, 1^a Edición)

Documentación Técnica

P. Ayed, P. Russo, M. Solca: "Metallics Manual" (Ed. Arcelormittal, 2008, 1^a Ed.)

W. Adams, S. Alameddine, B. Bowman, N. Lugo, S. Page, P. Stafford: "Update on factors influencing the total energy consumption in arc furnaces" (UCAR Carbon Company INC, 2009)

Documentación Técnica Arcelormittal: Sistema de calidad, instrucciones de trabajo, especificaciones, hojas técnicas, registros.

Congresos

M. A. Velasco (C.S.I.C.): "Jornadas Técnicas sobre el horno de arco eléctrico". 225 págs, Madrid, España, 10-15 Noviembre, 2005.

Varios ponentes: "EAF Course" (Ed. Arcelormittal, 2010, 5^a Edición)

European Commission: "Production of Iron and Steel" (Draft February 2008)

Páginas web

Las páginas web que aparecen han sido consultadas entre junio y agosto de 2010.

<http://www.steeluniversity.org>

<http://www.construmatica.com>

<http://www.steel.org>

<http://www.ipac.es/acero/fabricacion.asp>

<http://metallurgie.ihk.rwth-aachen.de/moodle/>

<http://www.energytechpro.com/Demo->

[IC/Business_Sector/Industrial/Steel_Production.htm](http://www.energytechpro.com/Demo-IC/Business_Sector/Industrial/Steel_Production.htm)

<http://www.scribd.com/doc/3929100/La-Cal-en-la-Metalurgia-Extractiva>

<http://www.insht.es/InshtWeb/Contenidos/Documentacion/TextosOnline/EnciclopediaOIT/tomo3/73.pdf>

<http://www.worldsteel.org/>



Universidad
Carlos III de Madrid

Escuela Politécnica Superior

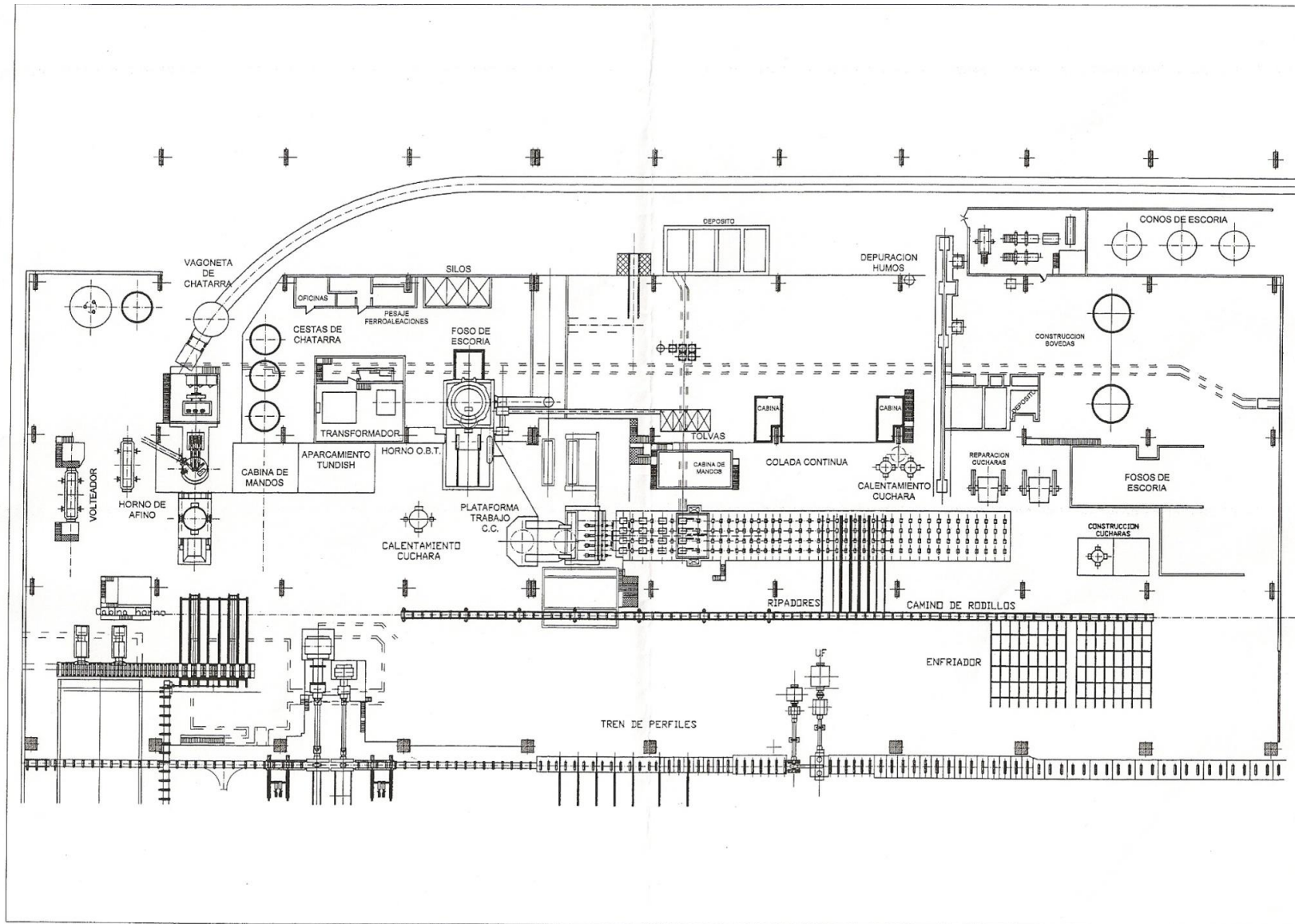


Ingeniería Técnica Industrial Mecánica

ANÁLISIS Y OPTIMIZACIÓN DE COSTES EN UNA PLANTA DE PROCESADO Y PRODUCCIÓN DE ACERO

ANEXOS

ANEXO I: Plano de la sección de acería



ANEXO II: Tabla de características químicas-mecánicas admisibles de los aceros

Norma	Designación	% C _{máx}	% Mn _{máx}	% Si _{máx}	% P _{máx}	% S _{máx}	% N _{máx}	% V _{máx}	% Nb _{máx}	% Cr _{máx}	% Cu _{máx}	% Mo _{máx}	% Ni _{máx}	% C _{ev} máx	R _e ² (N/mm ²)	Resiliencia	
																min	
																°C	J
EN 10025-2:2004	S 235 JR	0,17	1,40		0,040	0,040	0,012				0,55			0,35	235	20	27
	S 235 J0	0,17	1,40		0,035	0,035	0,012				0,55			0,35	235	0	27
	S 235 J2	0,17	1,40		0,030	0,030					0,55			0,35	235	-20	27
	S 275 JR	0,21	1,50		0,040	0,040	0,012				0,55			0,40	275	20	27
	S 275 J0	0,18	1,50		0,035	0,035	0,012				0,55			0,40	275	0	27
	S 275 J2	0,18	1,50		0,030	0,030					0,55			0,40	275	-20	27
	S 355 JR	0,24	1,60	0,55	0,040	0,040	0,012				0,55			0,45/0,47	355	20	27
	S 355 J0	0,20	1,60	0,55	0,035	0,035	0,012				0,55			0,45/0,47	355	0	27
	S 355 J2	0,20	1,60	0,55	0,030	0,030					0,55			0,45/0,47	355	-20	27
	S 355 K2	0,20	1,60	0,55	0,030	0,030					0,55			0,45/0,47	355	-20	40
EN 10025-5:2004	S 355 J0W	0,16	0,5/1,5	0,50	0,040	0,040	0,009			0,4/0,8	0,2/0,55			0,52	355	0	27
	S 355 J2W	0,16	0,5/1,5	0,50	0,035	0,035		0,02/0,12		0,4/0,8	0,20/0,55			0,52	355	-20	27
EN 10225:2001	S 355 G11	0,14	1,65	0,55	0,025	0,015	0,012	0,06	0,04	0,25	0,30	0,08	0,50	0,43	355	-40	50
ASTM	A 36/ A 36 M	0,26													250		
	A 572/A 572 M	0,23													345		
	A 992/A 992M	0,23													345/450		
CSA G40.20 G40.21	44 W	0,22	0,5/1,5	0,40	0,040	0,050		0,10							300		
	50 W	0,23	0,5/1,5	0,40	0,040	0,050		0,10							350		
		0,23	0,5/1,5	0,15/0,40	0,040	0,050			0,10						350		
IRAM-IAS U 500-503	F-24	0,20/0,21			0,045	0,050									235		
	F-26	0,26/0,27			0,045	0,050									250		
	F-36	0,24			0,045	0,050									355		